

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA,

METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

E.A.P. DE INGENIERÍA METALÚRGICA

**Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la
Minera Santa Fe por lixiviación con adición de
peróxido de hidrógeno y acetato de plomo**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Enrique Luis Morales Laurente

Lima - Perú

2016

Agradecimientos:

A mi madre Hercilia laurente por su ejemplo, dedicación y su constante confianza en creer en mí.

ÍNDICE

Nomenclatura	1
Listado de tablas.....	2
Listado de gráficas.....	3
Resumen.....	6
Introducción.....	8
CAPÍTULO I: GENERALIDADES	
1.1 Justificación del proyecto	9
1.2 Objetivos.....	9
1.2.1 Objetivos generales.....	9
1.2.2 Objetivos específicos.....	10
1.3 Hipótesis.....	10
1.4 Variables.....	10
1.4.1 Variables independientes.....	10
1.4.2 Variables dependientes.....	11
1.5 Planteamiento del problema.....	11
CAPÍTULO II: FUNDAMENTO TEÓRICO	
2.1 Minerales refractarios de oro.....	12
2.2 Lixiviación por agitación (cianuración convencional).....	13
2.3 Comportamiento de los minerales cianicidas frente a la cianuración Convencional.....	14
2.3.1 Minerales de cobre.....	14
a) Efecto del ión cobre en la cianuración.....	15
b) Relación del NaCN/Cu en solución.....	16
c) Efecto de agente acomplejantes $\text{NH}_3\text{-Cu}^{+2}$	17
2.3.2 Minerales de hierro.....	18

a) Reacciones de pirrotina con soluciones de cianuro.....	19
b) Reacciones de la marcasita con solución de cianuro.....	19
c) Efecto del hierro en la cianuración.....	20
d) Efecto de los minerales sulfurados de hierro en el consumo de oxígeno en el proceso de cianuración.....	21
2.3.3 Minerales de zinc.....	22
2.3.4 Minerales de arsénico y antimonio.....	23
2.4 Comportamiento de los teluros en la cianuración.....	24
2.5 Proceso PAL (PEROXIDE ASSISTED LEACHING)	24
2.6 Proceso PAL en la lixiviación.....	25
2.7 Cinética de extracción.....	27
2.8 Prevención de pérdidas por volatilización.....	29
2.10 Sal de plomo (Acetato de Plomo).....	29
2.11 Empleo de las sales solubles de plomo.....	30
2.12 Función de las sales de plomo.....	31

CAPÍTULO III: PLANIFICACIÓN Y EXPERIMENTACIÓN

3.1 Caracterización de las muestras del relave sulfuro.....	32
3.1.1 Granulometría.....	32
3.1.2 Contenido de Au y Ag.....	33
3.1.3 Análisis de barrido por elementos.....	33
3.2 Pruebas de cianuración.....	34
3.2.1 Materiales y equipos.....	34
3.2.3 Reactivos requeridos para realizar la prueba.....	35
3.3 Procedimiento de lixiviación experimental EM-LT1 cianuración convencional por agitación.....	36
3.3.1 Parámetros de las pruebas de cianuración EM-LT1.....	37
3.4 Procedimiento de lixiviación experimental EM-LT2 usando el método PAL y acetato de plomo	37
3.4.1 Parámetros de la pruebas de cianuración EM-LT2.....	39

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

4.1 Resultados y balances de lixiviación EM-LT1.....	40
--	----

4.2 Prueba 01 concentración NaCN al 0.1%.....	40
4.2.1 Balance metalúrgico NaCN al 0.1%.....	42
4.2.2 Resumen de prueba metalúrgica al 0.1%.....	43
4.3 Prueba 02 concentración NaCN al 0.2%.....	44
4.3.1 Balance metalúrgico NaCN al 0.2%.....	46
4.3.2 Resumen de prueba metalúrgica al 0.2%.....	47
4.4 Prueba 03 concentración NaCN al 0.3%.....	48
4.4.1 Balance metalúrgico NaCN al 0.3%.....	50
4.4.2 Resumen de prueba metalúrgica al 0.3%.....	51
4.5 Prueba 04 concentración NaCN al 0.4%.....	52
4.5.1 Balance metalúrgico NaCN al 0.4%.....	54
4.5.2 Resumen de prueba metalúrgica al 0.4%.....	55
4.6 Prueba 05 concentración NaCN al 0.5%.....	56
4.6.1 Balance metalúrgico NaCN al 0.5%.....	58
4.6.2 Resumen de prueba metalúrgica al 0.5%.....	59
4.7 Balance económico para Ag prueba EM-LT1.....	60
4.7.1 Caracterización del mineral.....	60
4.7.2 Cuadro de resumen de la prueba EM-LT1.....	60
4.7.3 Evaluación de rentabilidad económica Ag.....	61
4.8 Balance económico para Au prueba EM-LT1.....	62
4.8.1 Caracterización del mineral.....	62
4.8.2 Cuadro de resumen de la prueba EM-LT1.....	62
4.8.3 Evaluación de rentabilidad económica Au.....	63
4.9 Resumen comparativo de la rentabilidad económica de Ag y Au.....	64
4.10 Análisis de resultados prueba experimental EM-LT1.....	66
4.11 Resultados y balances prueba de lixiviación EM-LT2.....	68
4.12 Primera prueba concentracion de NaCN al 0.5%, H ₂ O ₂ 2ml y acetato de plomo 10 ml.	68
4.12.1 Balance metalúrgico primera prueba.....	70
4.12.2 Resumen prueba metalúrgica.....	71
4.13 Segunda prueba concentracion de NaCN al 0.5%, H ₂ O ₂ 3ml y acetato de plomo 10 ml.	72
4.13.1 Balance metalúrgico segunda prueba.....	74
4.13.2 resumen prueba metalúrgica.....	75
4.14 Tercera prueba concentracion de NaCN al 0.5%, H ₂ O ₂ 4ml y acetato de plomo 10 ml.	76
4.14.1 Balance metalúrgico tercera prueba.....	78
4.14.2 Resumen prueba metalúrgica.....	79
4.15 Cuarta prueba concentracion de NaCN al 0.5%, H ₂ O ₂ 5ml y	

acetato de plomo 10 ml.	80
4.15.1 Balance metalúrgico cuarta prueba.....	82
4.15.2 Resumen prueba metalúrgica.....	83
4.16 Quinta prueba concentración de NaCN al 0.5%, H ₂ O ₂ 7ml y acetato de plomo 10 ml.....	84
4.16.1 Balance metalúrgico quinta prueba.....	86
4.16.2 Resumen prueba metalúrgica.....	87
4.17 Balance económico para Ag prueba EM-LT2.....	88
4.17.1 Caracterización del mineral relave sulfurado.....	88
4.17.2 Cuadro de resumen de la prueba EM-LT2.....	88
4.17.3 Evaluación de rentabilidad económica para Ag.....	89
4.18 Balance económico para Au prueba EM-LT2.....	90
4.18.1 Caracterización del mineral relave sulfurado.....	90
4.18.2 Cuadro de resumen de la prueba EM-LT2.....	90
4.18.3 Evaluación de rentabilidad económica para Au.....	91
4.19 Cuadro de resumen comparativo de la rentabilidad económica Ag y Au....	92
4.20 Análisis de resultados prueba experimental EM-LT2.....	94
4.21 Análisis general de las pruebas metalúrgicas respecto a las extracciones de Ag y Au con distintos procesos.....	96
4.22 Análisis comparativo de la eficiencia de extracción de acuerdo a los distintos procesos metalúrgicos.....	98
4.23 Comportamiento del % NaCN frente al proceso convencional y el proceso PAL con acetato de plomo en la lixiviación.....	99
CONCLUSIONES	100
RECOMENDACIONES	101
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	102
ANEXO	105

NOMENCLATURA

Lt	Litro
T	Tiempo
Kg	Kilogramo
L/S	Relación Líquido Sólido
%	Porcentaje
Onz/Tc	Onzas por Tonelada Corta
pH	Potencial de Hidrógeno
gr	Gramo
ml	Mililitro
gr/Lt	Gramos por Litro
RPM	Revoluciones por Minuto
Kg/TM	Kilogramos por Tonelada
Hr	Hora
gr/m ³	Gramo por metro cúbico
PAL	Peroxide Assisted Leaching

LISTADO DE TABLAS

Tabla N°1 Solubilidad de minerales de Cobre con el cianuro.....	16
Tabla N°2 Solubilidad de minerales de hierro con el cianuro.....	21
Tabla N°3 Solubilidad de minerales de zinc con el cianuro.....	22

PRUEBA CONVENCIONAL DE LIXIVIACIÓN

Tabla N°4 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 01.....	40
Tabla N°5 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 01.....	42
Tabla N°6 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 02.....	44
Tabla N°7 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 02.....	46
Tabla N°8 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 03.....	48
Tabla N°9 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 03.....	50
Tabla N°10 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 04.....	52
Tabla N°11 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 04.....	54
Tabla N°12 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 05.....	56
Tabla N°13 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 05.....	58

PRUEBA DE LIXIVIACIÓN PROCESO PAL Y ACETATO DE PLOMO

Tabla N°14 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 01.....	68
Tabla N°15 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 01.....	70
Tabla N°16 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 02.....	72
Tabla N°17 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 02.....	74
Tabla N°18 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 03.....	76
Tabla N°19 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 03.....	78
Tabla N°20 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 04.....	80
Tabla N°21 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 04.....	82
Tabla N°22 Control de ratios consumo de reactivos Prueba 05.....	84
Tabla N°23 Balance de % extracción de Au y Ag Prueba 05.....	86

LISTADO DE GRÁFICAS

PRUEBA CONVENCIONAL DE LIXIVIACIÓN

Gráfica N°1 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 01.....	41
Gráfica N°2 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 01.....	41
Gráfica N°3 Cinética de extracción de Ag Prueba 01.....	42
Gráfica N°4 Cinética de extracción de Au Prueba 01.....	43
Gráfica N°5 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 01.....	43
Gráfica N°6 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 02.....	45
Gráfica N°7 consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 02.....	45
Gráfica N°8 Cinética de extracción de Ag Prueba 02.....	46
Gráfica N°9 Cinética de extracción de Au Prueba 02.....	47
Gráfica N°10 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 02.....	47
Gráfica N°11 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 03.....	49
Gráfica N°12 Consumo de NaCN Kg/TN en el tiempo de lixiviación Prueba 03.....	49
Gráfica N°13 Cinética de extracción de Ag Prueba 03.....	50
Gráfica N°14 Cinética de extracción de Au Prueba 03.....	51
Gráfica N°15 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 03.....	51
Gráfica N°16 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 04.....	53
Gráfica N°17 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 04.....	53
Gráfica N°18 Cinética de extracción de Ag Prueba 04.....	54
Gráfica N°19 Cinética de extracción de Au Prueba 04.....	55
Gráfica N°20 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 04.....	55
Gráfica N°21 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 05.....	57
Gráfica N°22 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 05.....	57
Gráfica N°23 Cinética de extracción de Ag Prueba 05.....	58

Gráfica N°24 Cinética de extracción de Au Prueba 05.....	59
Gráfica N°25 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 05.....	59
Gráfica N°26 Demostración de la extracción de Ag en función a la concentración de NaCN.....	65
Gráfica N°27 Demostración de la extracción de Au en función a la concentración de NaCN.....	65

PRUEBA DE LIXIVIACIÓN PROCESO PAL Y ACETATO DE PLOMO

Gráfica N°28 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 01.....	69
Gráfica N°29 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba01.....	69
Gráfica N°30 Cinética de extracción de Ag Prueba 01.....	70
Gráfica N°31 cinética de extracción de Au Prueba 01.....	71
Gráfica N°32 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 01.....	71
Gráfica N°33 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 02.....	73
Gráfica N°34 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 02.....	73
Gráfica N°35 Cinética de extracción de Ag Prueba 02.....	74
Gráfica N°36 Cinética de extracción de Au Prueba 02.....	75
Gráfica N°37 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 02.....	75
Gráfica N°38 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 03.....	77
Gráfica N°39 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 03.....	77
Gráfica N°40 Cinética de extracción de Ag Prueba 03.....	78
Gráfica N°41 Cinética de extracción de Au Prueba 03.....	79
Gráfica N°42 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 03.....	79
Gráfica N°43 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 04.....	81
Gráfica N°44 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 04.....	81
Gráfica N°45 Cinética de extracción de Ag Prueba 04.....	82
Gráfica N°46 Cinética de extracción de Au Prueba 04.....	83

Gráfica N°47 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 04.....	83
Gráfica N°48 Comportamiento %NaCN en el tiempo de lixiviación Prueba 05.....	85
Gráfica N°49 Consumo de NaCN Kg/TM en el tiempo de lixiviación Prueba 05.....	85
Gráfica N°50 Cinética de extracción de Ag Prueba 05.....	86
Gráfica N°51 Cinética de extracción de Au Prueba 05.....	87
Gráfica N°52 Comparación de cinética de extracción de Ag y Au Prueba 05.....	87
Gráfica N°53 Demostración de mejora en la cinética extracción de Ag en función de la concentración de NaCN, acetato de plomo y peróxido de hidrógeno...	93
Gráfica N°54 Demostración de mejora en la cinética extracción de Au en función de la concentración de NaCN, acetato de plomo y peróxido de hidrógeno...	93
Gráfica N°55 Cianuración convencional a distintas concentraciones %NaCN.....	96
Gráfica N°56 Cianuración 0.5%NaCN ayudada con peróxido de hidrógeno.....	96
Gráfica N°57 Cianuración 0.5% NaCN ayudada con acetato plomo.....	97
Gráfica N°58 Cianuración al 0.5% NaCN ayudada con peróxido de hidrógeno y acetato de plomo.....	97
Gráfica N° 59 Evaluación del comportamiento del %NaCN en la lixiviación.....	99

RESUMEN

El objetivo principal de la investigación es mejorar la extracción de Ag y Au en el proceso de cianuración convencional a partir de relave sulfurado de la planta de beneficio de la Minera Santa Fe Ancón – Lima, ya que este mineral fue comprado por valores de Ag hace varios años atrás y no se tenía el método apropiado para procesarlo y obtener buena rentabilidad económica.

La técnica de investigación experimental empleada fue de mejorar las extracciones de los valores de Ag y Au incrementando el nivel de oxígeno en la cinética de disolución y minimizar el consumo de cianuro, el tiempo de lixiviación, previniendo la volatilización en forma de ácido cianhídrico (HCN) y también a la vez pasivar los minerales consumidores de cianuro, mediante el proceso PAL y acetato de plomo, mejorando así la rentabilidad económica en el procesamiento de este relave ya mencionado.

Durante la investigación se realizaron cinco pruebas de cianuración convencional obteniendo bajas extracciones de Ag y Au, luego partiendo de la prueba de mayor extracción de los valores metálicos y con la adición de peróxido de hidrogeno y acetato de plomo al proceso de cianuración convencional se obtuvo mejores comportamientos en la cinética de extracción de Ag y Au, disminución de consumo de reactivos y reducción del tiempo de lixiviación.

Las mejores extracciones se obtuvieron con una granulometría de 95.4% -200 malla, densidad de pulpa de 1330 gr/Lt, pH 11.05, tiempo de lixiviación 72 horas, 0.5 %NaCN, peróxido de hidrogeno al 50% y acetato de plomo al 10% los cuales permitieron identificar el consumo de los siguientes reactivos químicos.

NaCN: 8,85 Kg/TM – NaOH: 2,75 Kg/TM - H₂O₂: 3,0 Kg/TM - acetato de plomo: 1 Kg/TM. Obteniendo una extracción de 93,97 % de Ag y 83,04% de Au consiguientemente, alta rentabilidad económica.

PALABRA CLAVE: Cianuración, Proceso PAL, Acetato de Plomo, recuperación Ag y Au.

INTRODUCCIÓN

El siguiente trabajo se basó en un proceso de análisis y experimentación en medio acuoso donde se disolvió los valores de plata, oro y otros metales mediante el uso de una solución alcalina de Cianuro de Sodio.

Estos valores metálicos se encuentran asociados a diferentes minerales sulfurosos, los cuales están determinados por diferentes condiciones, tales como su afinidad química y mineralógica.

La parte experimental de este estudio se realizó a nivel laboratorio, en agitadores eléctricos, los cuales simulan el proceso industrial, realizando pruebas metalúrgicas, a distintas concentraciones de cianuro, aplicando el proceso PAL (lixiviación ayudada con peróxido de hidrogeno), ya que la disponibilidad de (H_2O_2) en la cianuración, acelera significativamente la cinética de extracción comparada con la tecnología normal, la cual usa aire comprimido u oxígeno como oxidante en la lixiviación y con acetato de plomo, el cual precipita los sulfuros solubles presentes en la cianuración.

La investigación tuvo como finalidad incrementar la máxima, cinética de extracción de los valores de plata y oro en el mineral sulfurado de relave con el fenómeno de la agitación dinámica, que se fundamenta en el transporte de masa y la química de la cianuración, estos se basan en el hecho de que bajo condiciones oxidantes, la plata y el oro se disuelven y acomplejan en soluciones de cianuro alcalinos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

La complejidad mineralógica que tiene nuestro país y especialmente los minerales que contienen oro y plata contienen en su gran mayoría compuestos cianicidas que afectan a la cianuración, motivo por el cual se ven limitadas sus extracciones, frente a ello la utilización de acetato de plomo y peróxido de hidrógeno resultan ser una alternativa que contribuye a incrementar la extracción de valores de plata y oro.

Efectos sobre las menas que consumen oxígeno, los componentes de las menas consumidores de oxígeno durante la cianuración; el hierro, cobre, minerales como el sulfuro de arsénico pueden tener efectos negativos y deben ser considerados para determinar el consumo de oxígeno durante el proceso, perjudicando la cianuración convencional y obteniendo bajas extracciones, debido a esto se plantea nuevos métodos, el caso del proceso PAL (lixiviación ayudada con peróxido de hidrógeno) y acetato de plomo para mejorar la eficiencia de extracción de los valores de Ag y Au.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 OBJETIVO GENERAL

- Determinar a nivel laboratorio el método alternativo para incrementar la extracción de la plata y oro, optimizando el consumo de cianuro y determinando los mejores parámetros operativos para lograr la máxima extracción durante el tratamiento del relave sulfurado, implementando pruebas de cianuración por agitación a nivel laboratorio y planta piloto.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar la influencia del proceso PAL y acetato de plomo en el proceso de cianuración.
- Reducir el consumo de reactivos utilizados durante la cianuración.
- Determinar los factores que afectan a la cianuración.
- Optimizar la extracción de la plata y oro durante el proceso de cianuración, mediante diseño experimental.
- Realizar pruebas experimentales que nos permitan determinar la prueba más óptima de aplicación industrial.

1.3 HIPÓTESIS

- La cinética de extracción aumentará aplicando nuevos métodos de lixiviación, el caso del proceso PAL y acetato de plomo sirven para mejorar la eficiencia de extracción de los valores de Ag y Au. El consumo de cianuro se disminuirá aplicando nuevos métodos.

1.4 VARIABLES

Para el efecto del siguiente trabajo de investigación se considera:

1.4.1 VARIABLES INDEPENDIENTES

- Tiempo de lixiviación.
- Concentración de cianuro.
- Concentración de peróxido de hidrógeno.
- Concentración de acetato de plomo.

1.4.2 VARIABLES DEPENDIENTES

- % de extracción de plata.
- % de extracción de oro.

1.5 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El procesamiento de minerales auríferos requiere el adecuamiento de tecnologías más óptimas de acuerdo al tipo de mineralogía a ser extraída, especialmente cuando trabajamos con relave sulfurado, teniendo especial cuidado en el manejo de los procesos ensayos químicos del elemento de interés comercial. Por consiguiente, la respuesta a esta problemática responde generalmente a los métodos convencionales de cianuración, dependiendo de la docilidad del mineral, teniendo en cuenta además la presencia de elementos interferentes que provocan los siguientes inconvenientes:

- Alto consumo de cianuro.
- Mayor consumo de álcali.
- Tiempo de cianuración más largo.
- Baja extracción del metal precioso.
- Todos estos problemas conducen a una baja rentabilidad no solo de tipo tecnológico sino que va relacionado al COSTO.

CAPÍTULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 MINERALES REFRACTARIOS DE ORO

Un mineral refractario se define, como aquel que no permite recuperaciones de oro superiores al 70-80% por métodos de cianuración convencional, aún después de haberse llevado a cabo una fina molienda. Por otro lado, también se puede considerar como refractario un mineral que, aun logrando recuperaciones al 80%, produce relaves de cianuración con leyes tan altas como 3-10 g/t de oro. [18]

La naturaleza de la refractariedad puede ser muy variada y es consecuencia de diversas causas entre las que pueden citarse las siguientes:

- **Encapsulamiento físico:**

Oclusión de partículas submicroscópicas de oro en la matriz de sulfuros, lo que impide el contacto entre el cianuro y el oro. Este tipo de encapsulamiento es común en menas portadoras de sulfuros tales como pirita y arsenopirita.

- **Consumo excesivo de cianuro:**

La presencia de sulfuros y compuestos cianicidas afecta el potencial redox de las soluciones y propicia la pasivación del oro durante la cianuración, consumiendo excesivo cianuro y oxígeno.

- **Limitación de oxígeno:**

Ciertos iones entre los que se encuentran el ión ferroso, el ión sulfuro, ión sulfato, etc. Tienden a consumir el oxígeno cuando están disueltos, lo que limita la cantidad de este elemento, fundamental para el proceso de cianuración.

- **Presencia de materiales carbonáceos en el mineral:**

Residuos de hidrocarburos pesados, carbón lignítico, carbón grafitico o amorfo, etc., tienen la capacidad de absorber los complejos solubles de oro perjudicando así la recuperación del metal.

- **Revestimiento de la superficie de las partículas de oro:**

Debido a la formación de capas de diversos compuestos, principalmente óxidos de hierro, antimonio o plomo, lo que impide la disolución del metal.

- **Asociación del oro y compuestos auríferos con teluro:**

Arsénico o bismuto formando compuestos de difícil disolución.

2.2 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN (CIANURACIÓN CONVENCIONAL)

La mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianuradas por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas. La concentración de la solución cianuradas está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gramos de cianuro por metro cúbico de solución). El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, HCN) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. Para evitar lo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino. Se adiciona lo necesario para mantener la concentración de (CaO) libre en la solución por

encima 100 g/m³. La velocidad de disolución del oro nativo depende, entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata, etc. Es práctica común remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 105 µm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito. Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesaria para llevar adelante la solubilización del oro.

2.3 COMPORTAMIENTO DE LOS MINERALES CIANICIDAS FRENTE A LA CIANURACIÓN CONVENCIONAL

2.3.1. MINERALES DE COBRE

La calcosina, bornita, covelina, enargita, azurita, malaquita, cuprita, tenorita y cobre metálico son rápidamente atacados por el cianuro. La calcopirita, tetraedrita y crisocola, son atacadas con menos facilidad por el cianuro, pero la presencia de estos minerales en cantidades que exceden de (1% al 2%) requerirán la remoción del cobre por flotación selectiva o lixiviación, como paso previo a la cianuración [20] la lixiviación con cianuro ha sido ampliamente aceptada como un excelente método industrial para recuperar oro y plata; sin embargo, el oro siempre se encuentra asociado a la mena a minerales de cobre. Estos minerales representan un gran problema debido a la solubilidad en soluciones cianuradas; ya que, el cobre reacciona formando un complejo de cianuro de cobre aumentando el consumo de cianuro y disminuyendo la extracción del oro y la plata o requiriendo una mayor cantidad de cianuro en la solución [17].

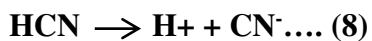
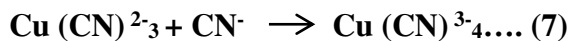
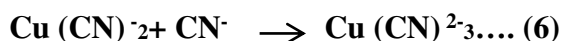
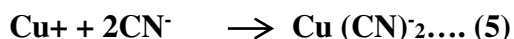
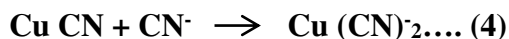


A. EFECTO DEL IÓN COBRE EN LA CIANURACIÓN

La presencia de cobre en minerales auríferos afecta la extracción de oro, pues las concentraciones de cianuro descienden debido a la reducción de los iones cúpricos a cuprosos, y a la complejación de estos últimos; los iones Cu^{2+} se reducen primero, consumiendo cianuro, según la siguiente reacción:



En cuanto a la formación de complejos cianurados de cobre puede decirse, que el CuCN puede ser disuelto en iones cianocuprosos $(\text{Cu}(\text{CN})_2^-)$, $(\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-})$, $(\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-})$ en soluciones acuosas. Estas especies siguen los pasos sucesivos de equilibrio en reacción con cianuro libre: [1] y [2].



Los minerales oxidados (Azurita, cuprita) y los de enriquecimiento secundario (Calcosita, bornita) tienen una alta solubilidad. [8]

Tabla 1: Solubilidad de Minerales de Cobre a 23°C con el cianuro, Expresado en porcentaje. [5]

MINERAL	% EXTRACCIÓN COBRE
Azurita, $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5
Malaquita, $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2
Cuprita, Cu_2O	85.5
Crisocola, CuSiO_3	11.8
Calcosita, Cu_2S	90.2
Calcopirita, CuFeS_2	5.6
Bornita, $\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita, $3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8
Tetraedrita, $4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Cobre Metálico, Cu	90.0

Fuente: Hedley y Tabachick.

B. RELACIÓN DE NaCN/CU EN SOLUCIÓN

La relación entre cianuro de sodio total presente en la solución y la de cobre, es uno de los parámetros más importantes en la extracción de oro mayormente si se trata de un mineral aurífero sulfurado. El cianuro total comprende tanto al cianuro libre como al acomplexado. Experiencias realizadas por diversos investigadores (Hedley y Kentro) [6] demuestran que las máximas extracciones se obtienen cuando la relación de peso (NaCN/Cu) es mayor que 4, o bien cuando la relación molar es mayor a 5.

Análogamente se realizaron experiencias con diferentes cantidades de cobre y cianuro, encontrándose que se produce una brusca caída en la extracción de oro, cuando se transita de una relación en peso (NaCN/Cu) de 5 a 9, que corresponde con pesaje de (0,05% a 0,10%) de cobre.

Según J. O. Sausset [8] la ley crítica de cobre en solución para lixiviar minerales sulfurados de oro que contienen cobre debe ser (0,075%).

Según Vargas Gallardo [20] para reducir el consumo de cianuro en la presencia de minerales de cobre se debe usar soluciones diluidas en una concentración de (0,005-0,01% de NaCN).

Para la reducción del oro en presencia de minerales de cobre y que varios autores han sugerido es el uso de sales de amoníaco y mercurio.

Esta teoría es corroborado por el M. Sc Higuera Cobos [17] y menciona que cuando la relación molar del cianuro a cobre es menor que 3, el cianuro de cobre es rápidamente oxidado por el aire; es decir, el $(\text{Cu}(\text{CN})_2^-)$ es menos estable al ambiente. Los iones cúpricos reaccionan con el (CN^-) y forman complejos cúpricos, los cuales son inestables y se descomponen rápidamente. Se ha reportado que cuando la relación de cianuro cobre no es alta, los iones cúpricos reaccionan con el cianuro en solución acuosa para producir dicianato cúprico, el cual se descompone en cianuro cuproso y cianógeno. Cuando la relación molar de cianuro a cobre es alta el tetracianuro cúprico rápidamente se descompone en cianógeno y una especie de cobre. [12]

C. EFECTO DE AGENTES ACOMPLEJANTES SISTEMA $\text{NH}_3\text{--Cu}^{2+}$

El ión cúprico se combina con el amonio para formar una serie de complejos, J. O. Sausset [8] menciona que el cobre y la plata forman con amonio un complejo más estable que el oro en solución acuosa, el tipo de complejo a formar dependerá del estado de oxidación del cobre y de la concentración del complejante. Si el cobre está como (Cu^{2+}) se formará $([\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+})$ en presencia de cianuro, el cobre tetramínico se transformará al complejo triciano cuproso, según la siguiente reacción:



Esta reacción ocurre espontáneamente a valores de pH entre 8 y 9; según algunos autores se detiene casi por completo a pH mayor a 10 [8], por ello según sus investigaciones concluye que para formar complejo de cobre tetramínico es necesario mantener el pH mayor a 10 para no formar la reacción (8) que en presencia de cianuro a pH inferior se descompone el complejo de amonio formado con el cobre.

Para la ley crítica de cobre de 0,075% [8] la adición de 1% de amonio produce una mejora en las extracciones de oro y disminuye el consumo de cianuro.

En el caso de minerales muy refractarios se pueden emplear diversos tratamientos previos; por ejemplo, con minerales oxidados de cobre puede efectuarse una lixiviación previa con ácido sulfúrico seguido de una neutralización con cal o también lixivitaciones previas con hidróxido de amonio, cuprocianuro de sodio y otros reactivos [2].

2.3.2 MINERALES DE HIERRO

Las soluciones de cianuro tienen una acción muy leve en el hierro metálico y en la mayoría de los minerales de hierro.

Los minerales oxidados de hierro como la hematina, limonita, magentita y siderita no son atacados por las soluciones de cianuro [2].

Los minerales complejos de carbonato de hierro como la ankerita se descomponen en cierto grado en las soluciones de cianuro con alcalinidad menor de pH 10, formando ferrocianuros [20].

Los tres minerales de hierro más importantes en la cianuración son: la pirita, marcasita y pirrotina. Estos minerales se descomponen en las soluciones de cianuro en el siguiente orden: pirita es el más estable y la pirrotina el menos estable.

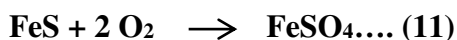
A. REACCIONES DE LA PIRROTINA CON SOLUCIONES DE CIANURO

La pirrotina se descompone tan fácilmente que su presencia en la mena causa consumo de cianuro. Mineral considerado como un poderoso reductor de los minerales sulfurosos de hierro. [20]

Mediante las investigaciones realizadas por R. J. Lemmon [10] la pirrotina tiene un átomo flojamente sostenido que fácilmente reacciona con el cianuro para formar tiocianato.



El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el cual reacciona con el cianuro para formar ferrocianuro.



De esta manera, la pirrotina no solo es cianicida sino que consume el oxígeno de la solución el cual es necesario para la disolución de oro. [20]

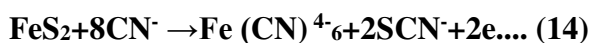
B. REACCIONES DE LA MARCASITA CON SOLUCIONES DE CIANURO

La marcasita se descompone más que la pirita y forma cianicidas, es menos estable que la pirrotina. Este es un cianicida dañino en el medio cianurado, la velocidad de descomposición es más rápida que otros minerales piríticos.

La marcasita en su estado normal no es atacada por el cianuro. Este mineral se descompone más fácilmente que la pirita y los productos resultantes de la descomposición son fuertemente cianicidas.



La reacción de los sulfuros metálicos con el cianuro produce tiocianato (SCN^-). Entre estas reacciones son:



La pirita es el sulfuro más estable, la marcasita pese a tener la misma composición que la pirita es menos estable por tener distinto sistema cristalográfico.

C. EFECTO DEL HIERRO EN LA CIANURACIÓN

Los iones de hierro con el cianuro forman dos tipos de compuestos, los ferrocianuros ($\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ con Fe^{2+}) y los ferricianuros ($\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ con Fe^{3+}), estos compuestos son estables en las condiciones normales de cianuración, de esta forma estos iones de hierro consumen cianuro disminuyendo la recuperación de oro. [2]

El efecto nocivo del hierro reside en que los minerales sulfurados de hierro a sulfatos solubles (consuman el óxido de la solución) los cuales reaccionan posteriormente con el cianuro libre de la solución.

Los minerales sulfurosos de hierro si se descomponen en las soluciones cianuradas, su descomposición va a depender del mineral en particular y esto depende del tamaño de la partícula y las condiciones de la solución.

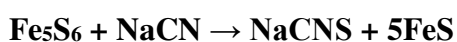
Tabla 2: Solubilidad de minerales de hierro con el cianuro. [14]

Mineral	Grado de Disolución en Cianuro
Pirrotita	Rápidamente soluble
Pirita	Moderadamente soluble
Hematita	Insoluble
Magnetita	Insoluble

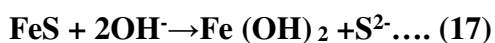
Fuente: F. Habashi.

D. EFECTO DE LOS MINERALES SULFURADOS DE HIERRO EN EL CONSUMO DE OXÍGENO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

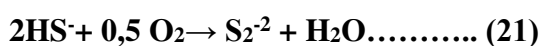
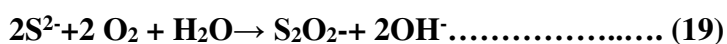
Según F. Habashi una de las causas del efecto de la retardación en la disolución de oro por lixiviación en cianuración, es el consumo de oxígeno por la pirrotina según las siguientes reacciones:



La pirrotina descompuesta en FeS en soluciones alcalinas produce:



Y el ión azufre, al oxidarse también produce tiosulfatos y polisulfuros:

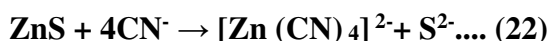


2.3.3 MINERALES DE ZINC

La blenda es atacada por el cianuro con bastante lentitud. El zinc forma complejos cianógenos, pero su efecto sobre la disolución es mucho menos que causado por los minerales de cobre. [12]

La presencia del Zinc en las soluciones es muy común, por ser el principal precipitante usado. El contenido de Zinc en las soluciones es mayor en los minerales argentíferos que en los auríferos, debido a que se necesita mayor cantidad de Zinc para precipitar la plata disuelta.

El zinc resultante en el proceso de cianuración se encuentra formando el complejo $(Zn(CN)_4)^{2-}$ según la siguiente reacción: [13]



La reacción de un mineral sulfurado de zinc reacciona de la siguiente forma:



La velocidad de disolución del oro y el consumo de cianuro se debe a la formación del tiocianato (SCN^-).

Tabla 3: Solubilidad de minerales de Zinc en cianuro. [2]

Minerales de zinc	% De zinc disuelto en cianuro
Smithsonita	40.2
Zincita	35.2
Hidrozoicita	35.1
Franklinita	20.2
Esfalerita	18.4
Hemimorfita	13.4
Hemimorfita	13.1

Fuente: F. Habashi.

2.3.4 MINERALES DE ARSÉNICO Y ANTIMONIO

Los minerales que contienen arsénico pueden interferir en la cianuración realgar (As_2S_2) y oropimente (As_2S_3), ambas reaccionan rápidamente con la solución de cianuro e impiden la disolución del oro.

También es importante considerar que según Vargas Gallardo [20] la arsenopirita (FeAsS) generalmente se oxida muy despacio en la solución aireada de cianuro y tiene muy poco efecto desfavorable sobre la lixiviación de oro. La antimonita (Sb_2S_3) impide fuertemente la cianuración.

Una propuesta para reducir el efecto de estos minerales es la tostación parcial o total de los minerales nocivos; la tostación solo se justifica cuando los valores de oro y plata recuperados son altos.

Otra alternativa es el control de la alcalinidad de la solución pH de 10 que se considera como la más favorable [2], y la adición de agentes aceleradores como sales de plomo. Las sales de plomo realizan por lo menos dos funciones: Precipitar los sulfuros solubles y descomponer los tioarsenitos o tioantimonitos. El sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato.

Los diversos compuestos de plomo formados como hidróxidos, cianuros, plumbitos, etc., son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuro permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuro y descomponer más tioarsenitos.

La presencia de iones de metales tales como (Fe^{2+}), (Fe^{3+}), (Ni^{2+}), (Cu^{2+}), (Zn^{2+}) y (Mn^{2+}) en la solución lixivante retarda la cianuración del oro. (Vargas Gallardo, 1900) [20]

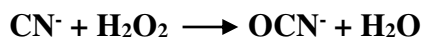
2.4 COMPORTAMIENTO DE LOS TELUROS EN LA CIANURACIÓN

Cuando el oro está asociado con teluros, como la calaverita (AuTe₂) y la silvanita (AuAgTe₄), estos son minerales que no son fáciles de cianurar.

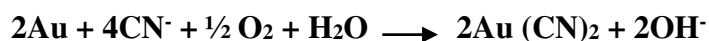
La mayoría de los teluros de oro son lentamente disueltos por las soluciones de cianuro, principalmente cuando están molidos a un tamaño de grano excesivamente fino, Vargas Gallardo [20] señala, que una alta alcalinidad y aireación promueven la descomposición de los teluros. El peróxido de sodio reduce grandemente el tiempo de tratamiento requerido para la máxima extracción de oro.

2.5 PROCESO PAL (PEROXIDE ASSISTED LEACHING)

El peróxido de hidrógeno (H₂O₂) es conocido en la industria minera como oxidante, capaz de atacar y destruir cianuro:



La aplicación puede aparecer como una contradicción al proceso mencionado líneas arriba. Hace 5 años, una empresa alemana desarrolló un proceso para aplicar peróxidos en cianuración, sin tener ningún efecto dañino sobre el cianuro. [7] El interés de buscar un proveedor de oxígeno como (H₂O₂) en lugar de aire, surge de la importante condición para la disolución del oro, la presencia de oxígeno disuelto en la pulpa:



La intención del proceso PAL es proveer oxígeno en forma líquida. Como resultado de trabajos de investigación, se podría demostrar que el (H₂O₂) puede ser usado como fuente de oxígeno en la cianuración de minerales auríferos.

Para evitar reacciones colaterales, las siguientes condiciones deben cumplirse:

- a) El (H_2O_2) se diluirá antes de agregar a la pulpa.
- b) El dosaje de H_2O_2 debe ser regulado en base al nivel de oxígeno en la pulpa.
- c) Una parte importante del control es un electrodo especial de oxígeno, resistente a la abrasión de la pulpa. [7]

2.6 PROCESO “PAL” EN LA LIXIVIACIÓN

El sistema de lixiviación ayudada por peróxido de hidrogeno (PAL), permite el uso de este poderoso oxidante en la cianuración, mientras evita una reacción entre (H_2O_2) y cianuro.

La disponibilidad de (H_2O_2) en la cianuración, acelera significativamente la cinética de extracción comparada con la tecnología normal, la cual usa aire comprimido u oxígeno como oxidante. La optimización de la cinética de extracción conduce a un incremento en la recuperación de oro y plata obteniendo una reducción en el tiempo de lixiviación, además el uso de un poderoso oxidante en cianuración minimiza el consumo de cianuro por reducción en el tiempo de lixiviación, previene pérdidas de cianuro por volatilización de (HCN) y pasiva los minerales de sulfuro consumidores de cianuro.[14]

Plantas metalúrgicas a menudo se diseñan para largos tiempos de retención, tomando en consideración la lenta cinética de lixiviación. Si el tiempo de retención con que se cuenta en una planta es suficientemente largo para asegurar la disolución de todo el oro y/o plata accesible al cianuro, PAL no puede incrementar más la recuperación; sin embargo, la reducción del tiempo de retención reduce el consumo de cianuro.

El principal campo de aplicación para el proceso PAL es en plantas de cianuración con un tiempo de cianuración muy corto para extraer todo el oro accesible al cianuro, resultando unas pérdidas significativas de oro.

Una planta puede haber sido diseñada para tratar menas oxidadas o de bajo contenido de sulfuros. Cuando la producción de la mina se mueve de la zona de mena oxidada a los sulfuros primarios, las condiciones de lixiviación cambian. La solución es la introducción de PAL, para que todo el oro accesible a la cianuración pueda ser extraído dentro del tiempo de retención del diseño original de la planta.

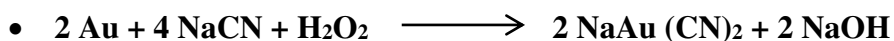
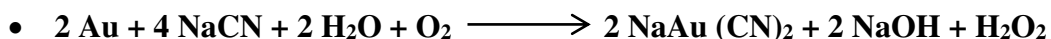
En el caso de una nueva planta de cianuración, el diseño de la planta puede tomar ventajas del completo potencial de PAL. Se puede lograr mayores ahorros en capital de inversión debido al extremadamente corto tiempo de retención. Gracias a las ventajas de PAL sobre la aireación con oxígeno puro, puede parecer sorprendente que, junto con el creciente número de aplicaciones de PAL, se observe un similar incremento para el proceso de lixiviación con oxígeno puro; sin embargo, la aireación con oxígeno puro es principalmente usada para menas que consumen poco oxígeno, poco cianuro. Ahorros en cianuro se alcanzan ocasionalmente, pero solo se informa de pequeños incrementos en la recuperación. El margen de utilidad para este tipo de menas es bajo y solo permite oxidantes de bajo costo tales como aire comprimido u oxígeno.

De todas maneras, PAL es favorable para la cianuración de menas de sulfuro que son altos consumidores de oxígeno y cianuro, mientras la aireación con oxígeno puro se ha encontrado que es insuficiente y no competitiva para tales menas. [14]

2.7 CINÉTICA DE EXTRACCIÓN

La cinética de la extracción depende de concentraciones de oxígeno disuelto en la solución lixiviada; sin embargo, esta dependencia no se observa en el uso del proceso PAL.

Una aplicación PAL corriendo al mismo nivel de oxígeno que una aplicación convencional nos enseña una cinética de extracción mucho más rápida. La aceleración de la velocidad es probablemente causada por la presencia de (H₂O₂) así como del oxígeno disuelto. Una reacción de cianuración puede ser formulada asumiendo que el (H₂O₂) se forma como un intermedio que a su turno reacciona directamente como un oxidante. [14]



La primera reacción empleando oxígeno como un oxidante, es significativamente más lenta que la segunda reacción que emplea el (H₂O₂).

Durante el proceso PAL la concentración de peróxido de hidrogeno es directamente incrementada, mientras que en la cianuración convencional el peróxido debe formarse; por lo tanto, la reacción de cianuración es más rápida, es favorecida.

La primera aplicación PAL es un buen ejemplo de aceleración de la velocidad de lixiviación. [5]

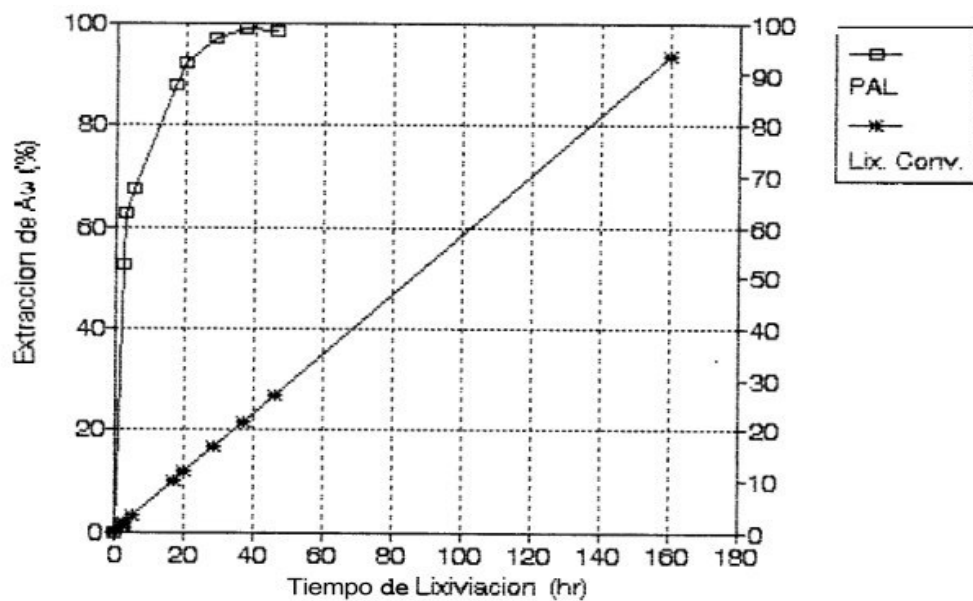


Figura 1: La aceleración de la cinética de extracción reduce el tiempo de retención en 25% comparado al proceso convencional.

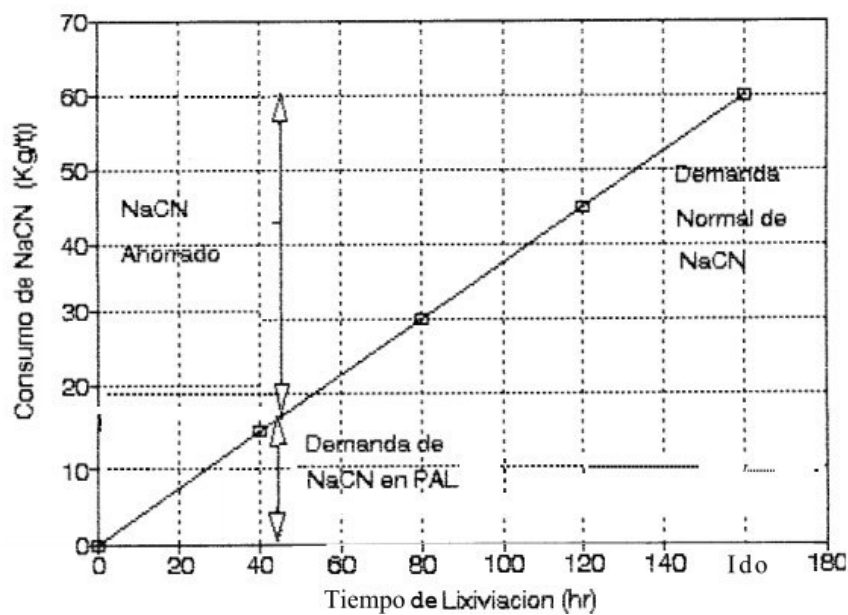


Figura 2: Ahorro de Cianuro a través de la reducción del tiempo de lixiviación en la primera operación.

2.8 PREVENCIÓN DE PÉRDIDAS DE CIANURO POR VOLATILIZACIÓN

Siempre se pierde algo de cianuro por volatilización de (HCN) durante todos los procesos de cianuración, debido al equilibrio entre los iones (CN^-) y el ácido hidrocianico (HCN) que es un gas disuelto.

Las pérdidas de cianuro dependen del pH y de la intensidad de la aireación. Con pH bajos un alto porcentaje de cianuro está presente como (HCN) disuelto (50% a pH=9.4 y 20% a pH=10.0) el cual puede ser retirado por aireación, con mayor pH el equilibrio se vuelve a favor de los iones (CN^-) y la pérdida se reduce, combinada con el pH, la intensidad de aireación es un factor importante para las pérdidas de cianuro.

En contraste, durante el proceso PAL, se introduce (H_2O_2) líquido como un oxidante y no se requiere una mayor aireación, previniendo así pérdidas de cianuro por volatilización. [14]

2.9 SAL DE PLOMO (ACETATO DE PLOMO)

La descomposición de los sulfuros de hierro en soluciones acuosas alcalinas ha sido objeto de amplia investigación; el mecanismo no es muy claro, pero aparentemente se libera el Ión ($\text{S}^{=}$).

En la práctica, la pirita en contacto con el agua y en presencia del oxígeno del aire se oxida produciendo sales ácidas (sulfatos, sulfitos, tiosulfatos) que disminuyen el pH de la solución.

Una alternativa para contrarrestar el efecto negativo de los sulfuros de fierro, consiste en añadir sales de plomo para acelerar la disolución de oro y/o plata presentes; existiendo la ventaja de disminuir también el consumo de reactivos.

Pruebas de laboratorio que demuestran el efecto positivo en la disolución de oro y/o plata, se obtuvieron durante la cianuración del concentrado. [7]

2.10 EMPLEO DE SALES SOLUBLES DE PLOMO

La cianuración de minerales que contienen oropimente, rejalgar, arsenopirita o estibina, es generalmente difícil y las extracciones son bajas, aunque la plata/oro pueda encontrarse libre.

Dichos sulfuros se disuelven formando compuestos complejos que retardan o inhiben la disolución del oro.

En la siguiente tabla se observa la descomposición de los minerales de arsénico y antimonio citados anteriormente; el más reactivo es el oropimente, seguido de la estibina, rejalgar y arsenopirita. [7]

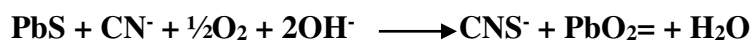
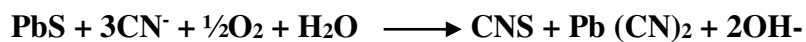
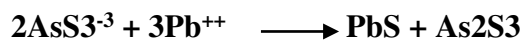
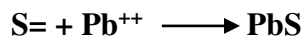
Mineral	% Disolución a pH = 10.1	% Disolución a pH = 12.2
Oropimente, As_2S_3	14.0	73.0
Rejalgar, AsS	2.0	9.4
Arsenopirita, FeAsS	0.8	0.9
Estibina, S_2S_3	1.5	21.1
Descomposición de minerales sulfurados de arsénico y antimonio en cianuro a pH=10 y pH=12		

Las alternativas para disminuir el efecto nocivo de los minerales de arsénico y antimonio son:

- Tostación parcial de la mena, sólo justificable al tratar minerales con alto valor unitario por tonelada.
- Cianuración a pH = 10 y adición de sales de plomo (nitrato o acetato), en niveles de consumo de hasta 0.75 Kg/TM.

2.11 FUNCIONES DE LAS SALES DE PLOMO

Precipitan los sulfuros solubles, y descomponen los tioarsenitos (o tioantimonitos); el sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato (sulfocianuro): [7]



CAPÍTULO III

PLANIFICACIÓN Y EXPERIMENTACIÓN

3.1 CARACTERIZACIÓN DE LAS MUESTRAS DEL RELAVE SULFURO

El mineral ubicado en la cancha de relaves fue muestreo de distintos puntos con palas, picos, plumillas y sacos.

Luego la muestra recolectada se homogenizó realizándolo mediante el método del coneo y cuarteo obteniendo las muestras para las pruebas metalúrgicas.

IDENTIFICACIÓN DE MUESTRAS			
NÚMERO	CÓDIGO	PESO (Kg)	MUESTRA
01	EM-LT1	25	Relave Sulfuro
02	EM-LT2	25	Relave Sulfuro

Fuente: Elaboración Propia.

Las muestras fueron mezcladas, homogenizadas y cuarteadas, luego se formó un composito para realizar análisis de contenido de plata y oro.

3.1.1 GRANULOMETRÍA

La granulometría del relave fue de 62% -200 malla. El cual se sometió a remolienda en seco obteniendo 95,4% -200 malla.

3.1.2 CONTENIDO DE Ag Y Au

Los valores de plata y oro fueron determinados por ensayo al fuego y espectrofotómetro de absorción atómica.

LEY DE CABEZA ANALIZADA	
Ley DE Ag	15 Onz/TC
Ley DE Au	0,06 Onz/TC

3.1.3 ANÁLISIS DE BARRIDO POR ELEMENTOS

M1273 Sr	M1273 Ti	M1273 Tl	M1273 Th	M1273 U	M1273 V	M1273 W	M1273 Y	M1273 Zn	M0514 Zn	M1273 Zr
ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm
0.5	0.01	2	50	50	2	10	0.5	0.5	0.001	0.5
5000	15	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10	10000
202	0.39	<2	<50	<50	94	100	11.9	>10000	2.57	66.7
<0.5	<0.01	<2	<50	<50	<2	<10	<0.5	<0.5	<0.001	<0.5
209	0.37				90	83	16.1	385		95.2
									2.517	

M1273 Ga	M1273 K	M1273 La	M1273 Mg	M1273 Mn	M1273 Mo	M1273 Na	M1273 Nb	M1273 Ni	M1273 P	M1273 Pb	M0485 Pb	M1273 S	M1273 Sb	M1273 Sc	M1273 Sn
ppm	%	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	%	%	ppm	ppm	ppm
10	0.01	0.5	0.01	2	1	0.01	1	1	0.01	2	0.001	0.01	5	0.5	10
10000	15	10000	15	10000	10000	15	10000	10000	15	10000	10	10	10000	10000	10000
<10	1.19	16.9	2.78	7375	9	0.84	<1	54	0.2	>10000	2.02	1.61	1441	7	45
<10	<0.01	<0.5	<0.01	<2	<1	<0.01	<1	<1	<0.01	<2	<0.001	<0.01	<5	<0.5	<10
27	3.18	25.9	0.58	1136	5	1.36	5	5	0.08	224		0.29	69	10.9	34
											1.344				

3.2 PRUEBAS DE CIANURACIÓN

Se realizaron diferentes pruebas de cianuración:

- Lixiviación convencional por agitación variando las concentraciones de cianuro.
- Simultáneamente al de mayor extracción se añadió peróxido de hidrógeno a distintas concentraciones y manteniendo sus parámetros iniciales.
- Simultáneamente al de mayor extracción se añadió acetato de plomo a distintas concentraciones manteniendo sus parámetros iniciales.
- La prueba final se realizó tomando la máxima extracción y alta cinética de extracción, al cual adicionamos peróxido de hidrógeno y Acetato de plomo a distintas concentraciones.

3.2.1 MATERIALES Y EQUIPOS

- Relave.
- Balde de plástico.
- Botellas de plástico.
- Agua destilada.
- Vaso precipitado.
- Piceta.
- Probeta.
- Bureta.
- Malla 200 ASTM.
- Espátula.
- Papel filtro.
- Pipeta.

- Gotero.
- Embudo.
- Soporte universal.
- Erlen meyers.
- Bandeja de metal.
- Agitador mecánico – eléctrico.
- pHmetro.
- Balanza analítica.
- Molino de bolas 2 x 3 Pies.

3.2.2 REACTIVOS REQUERIDOS PARA REALIZAR LA PRUEBA

- Cianuro de Sodio.
- Hidróxido de Sodio.
- Nitrato de Plata.
- Yoduro de Potasio.
- Peróxido de Hidrógeno al 50%.
- Acetato de Plomo.

3.3 PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN EXPERIMENTAL EM-LT1

CIANURACIÓN CONVENCIONAL POR AGITACIÓN

1. Se toma la muestra recolectada y se lleva al molino de bolas para darle una remolienda en seco por un tiempo de 50 minutos para obtener 95,4% -200 malla para las pruebas a realizar.
2. Se coge una cantidad de material mayor de la que se va a utilizar en la prueba. Se cuarteo bien y se separa 1 Kg. para análisis ley de cabeza analizada. Seguidamente se toma muestras de 2 Kg para las pruebas.
3. Se trabaja con 3 Litros de agua a distintas concentraciones de cianuro y un pH promedio de 11.5.
4. Se pesa 2 gr de NaOH se agrega al balde con agua se agita hasta que se diluya, se pesa el cianuro de sodio se agrega a la solución y se agita hasta que se diluya.
5. Se toma una muestra de solución de 5 ml y se procede a titular obteniendo la concentración adecuada para la prueba y un pH de 11.5 promedio.
6. Se toma la muestra de mineral de relave sulfurado de 2kg, se le agrega a la solución cianurada y se coloca en el agitador mecánico – eléctrico y se toma el tiempo de inicio de la prueba.
7. Las tomas de muestras se realizaron cada 8-12 horas. Compensando en cada tiempo el cianuro consumido y la soda caustica.
8. Al terminar la prueba se manda al laboratorio para su análisis por solución y sólido.

3.3.1 PARÁMETROS DE LAS PRUEBAS DE CIANURACIÓN EM-LT1

En esta prueba de cianuración se mantendrá las cantidades de mineral y solución, lo que varía es las concentraciones de cianuro para cada prueba realizada. Manteniendo un pH promedio de 11.5.

TIEMPO DE LIXIVIACION	72 HORAS
Gravedad Especifica	2,66
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2,00
AGUA (L)	3,00
NaOH (gr)	2,0
CONCENTRACION %	0.1-0.2-0.3-0.4-0.5
pH	11,77
% SOLIDO	40,0
% LIQUIDO	60,0
R (L/S)	1,5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometria -200M %	95,4

3.4 PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN EXPERIMENTAL EM-LT2

USANDO EL MÉTODO PAL Y ACETATO DE PLOMO

Esta prueba se realiza tomando como referencia pruebas individuales de lixiviación con peróxido de hidrógeno y lixiviación con acetato de plomo para luego unirlos y mejorar la eficiencia de extracción de los valores de Ag y Au.

PRUEBA METALÚRGICA CON ACETATO DE PLOMO

Prueba Metalúrgica	Concentración %NaCN	Acetato De Plomo 10 %	% Extracción Ag	% Extracción Au	Consumo NaCN (kg/Tn)	Consumo NaOH Kg/Tn
1	0,50	2 ml	73,98	58,29	10,84	2,75
2	0,50	4 ml	75,26	61,15	10,76	3,00
3	0,50	6 ml	77,81	64,98	10,45	2,75
4	0,50	8 ml	84,19	71,06	9,98	3
5	0,50	10 ml	86,93	73,67	9,92	2,75

PRUEBA METALÚRGICA CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO

Prueba Metalúrgica	Concentración %NaCN	Peróxido de Hidrógeno 50 %	% Extracción Ag	% Extracción Au	Consumo NaCN (kg/Tn)	Consumo NaOH Kg/Tn
1	0,50	2 ml	76,77	58,11	11,05	2,75
2	0,50	3 ml	79,26	60,25	10,98	2,75
3	0,50	4 ml	83,86	64,67	10,87	3
4	0,50	5 ml	87,15	70,88	10,64	2,75
5	0,50	7 ml	84,32	70,99	10,56	2,75

1. Se toma la muestra de composito recolectada y se lleva al molino de bolas para darle una remolienda en seco, por un tiempo de 50 minutos para obtener 95,4% -200 malla para las pruebas a realizar.
2. Se coge una cantidad de mineral mayor de la que se va utilizar en la prueba. Se cuarteo bien y se separa 1 Kg. Para calcular la ley de cabeza analizada. Seguidamente se toma muestras de 2 Kg para las pruebas.
3. Se trabaja con 3 Litros de agua a concentraciones de cianuro de 0.5% ya que con esta concentración se tuvo mejor extracción en las anteriores pruebas realizadas, con un pH promedio de 11.5.
4. Se pesa 2 gr de NaOH se agrega al balde con agua se agita hasta que se diluya, se pesa el cianuro de sodio se agrega a la solución y se agita hasta que se diluya.
5. Se toma una muestra de solución de 5 ml y se procede a titular obteniendo la concentración adecuada para la prueba y un pH promedio de 11.

6. Se toma la muestra del mineral relave de 2kg, se le agrega a la solución cianurada y se coloca en el agitador mecánico – eléctrico seguidamente se le agrega el peróxido de hidrógeno (que varía de acuerdo a las pruebas realizadas), el acetato de plomo y se toma el tiempo de inicio de la prueba.
7. Las tomas de muestras se realizaron cada 8-12 horas. Compensando en cada tiempo el cianuro consumido y la soda caustica.
8. Al terminar la prueba se manda al laboratorio para su análisis de solución y sólido.

3.4.1 PARÁMETROS DE LAS PRUEBAS DE CIANURACIÓN EM-LT2

En esta prueba se trabaja con el valor más alto del % de recuperación de la cinética de extracción de la primera prueba que fue al 0,5% (NaCN EM-LT1), variando la cantidad de peróxido de hidrógeno para cada prueba, a la vez usando acetato de plomo, para mejorar su extracción de los valores de Ag y Au presentes en el mineral de relave sulfurado.

TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.0
AGUA (L)	3.0
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.8
Peróxido de hidrógeno 50 % ml	2-3-4-5-7
Acetato de Plomo 10% ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

4.1 RESULTADOS Y BALANCES DE LIXIVIACIÓN EM-LT1

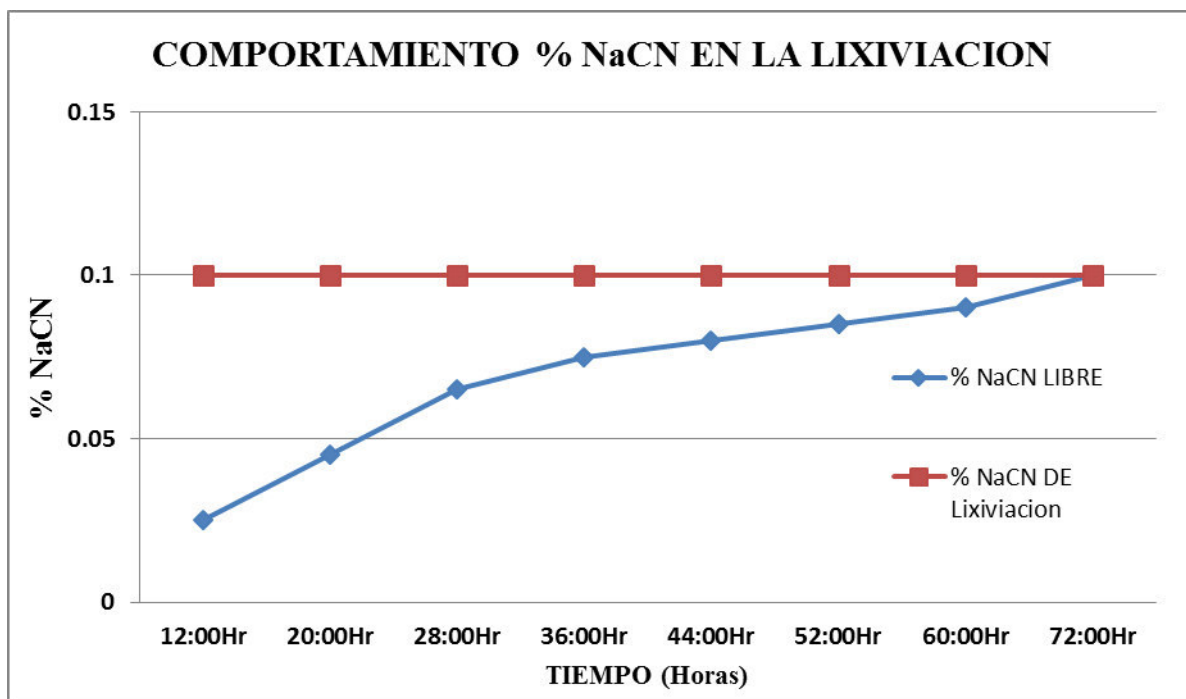
4.2 PRUEBA 01 CONCENTRACIÓN NaCN AL 0.1 %

PARÁMETROS

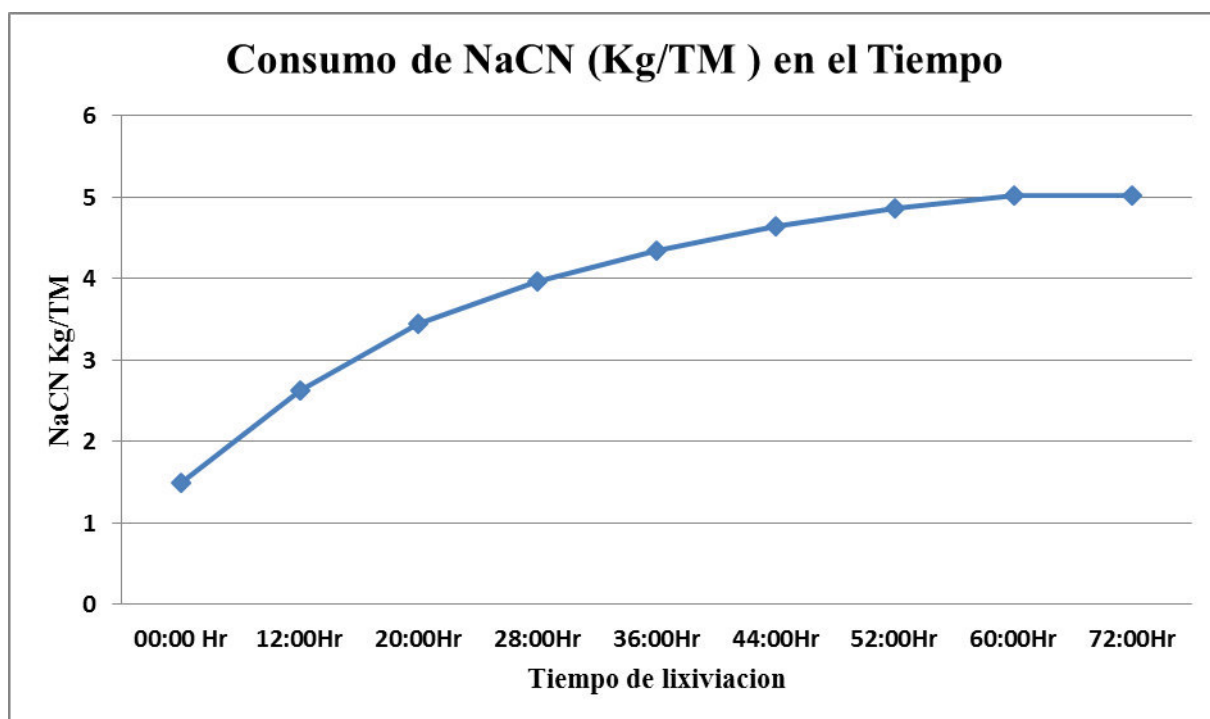
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	3.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.1
Ph	11.77
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

<i>HORADE CONTROL</i>	<i>% NaCN LIBRE</i>	<i>NaCN (gr) COMPENSADO</i>	<i>% NaCN DE Lixiviación</i>	<i>CONSUMO DE NaCN Kg/TM</i>	<i>pH</i>	<i>NaOH (gr)</i>
00:00 Hr	0.1	3.00	0.1	1.5	11.80	2.0
12:00Hr	0.025	2.25	0.1	2.63	9.52	1.5
20:00Hr	0.045	1.65	0.1	3.45	10.33	1.0
28:00Hr	0.065	1.05	0.1	3.97	11.08	0.0
36:00Hr	0.075	0.75	0.1	4.35	10.42	1.0
44:00Hr	0.080	0.60	0.1	4.64	11.60	0.0
52:00Hr	0.085	0.45	0.1	4.87	10.89	0.0
60:00Hr	0.090	0.30	0.1	5.01	11.18	0.0
72:00Hr	0.100	0.00	0.1	5.01	11.02	0.0

TABLA N°4: CONTROL DE RATIOS CONSUMO DE REACTIVOS PRUEBA 01.



GRÁFICA N°1: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



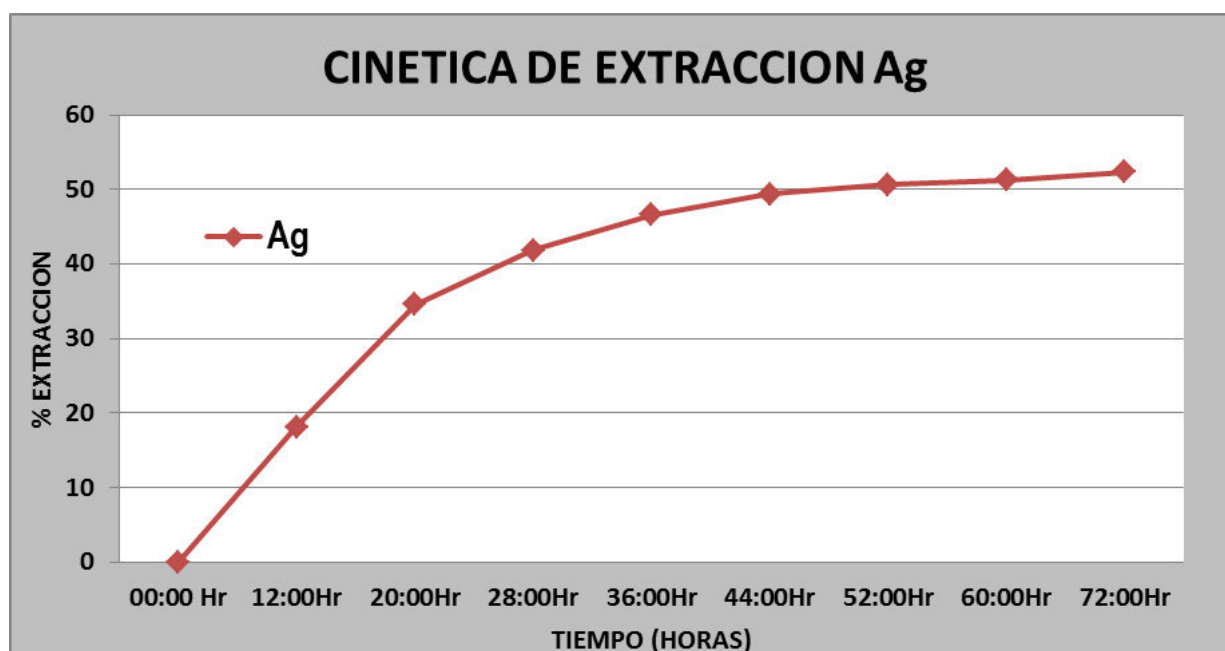
GRÁFICA N°2: CONSUMO DE NaCN Kg/Tn EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.2.1 BALANCES METALÚRGICOS NaCN AL 0.1%

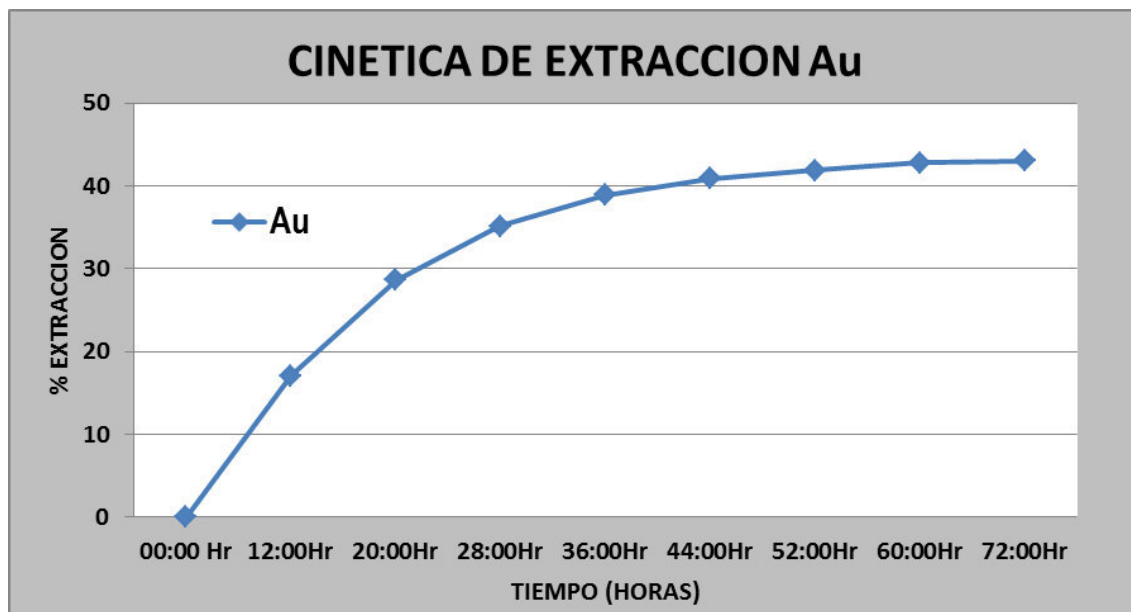
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00417316
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02788240

HORADE CONTROL	Ley gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0	0
12:00Hr	0.24	62.10	17.11	18.12
20:00Hr	0.40	118.40	28.61	34.56
28:00Hr	0.49	143.50	35.15	41.88
36:00Hr	0.54	159.60	38.89	46.58
44:00Hr	0.57	169.10	40.90	49.35
52:00Hr	0.58	173.60	41.84	50.67
60:00Hr	0.60	175.70	42.77	51.28
72:00Hr	0.60	179.40	42.99	52.36

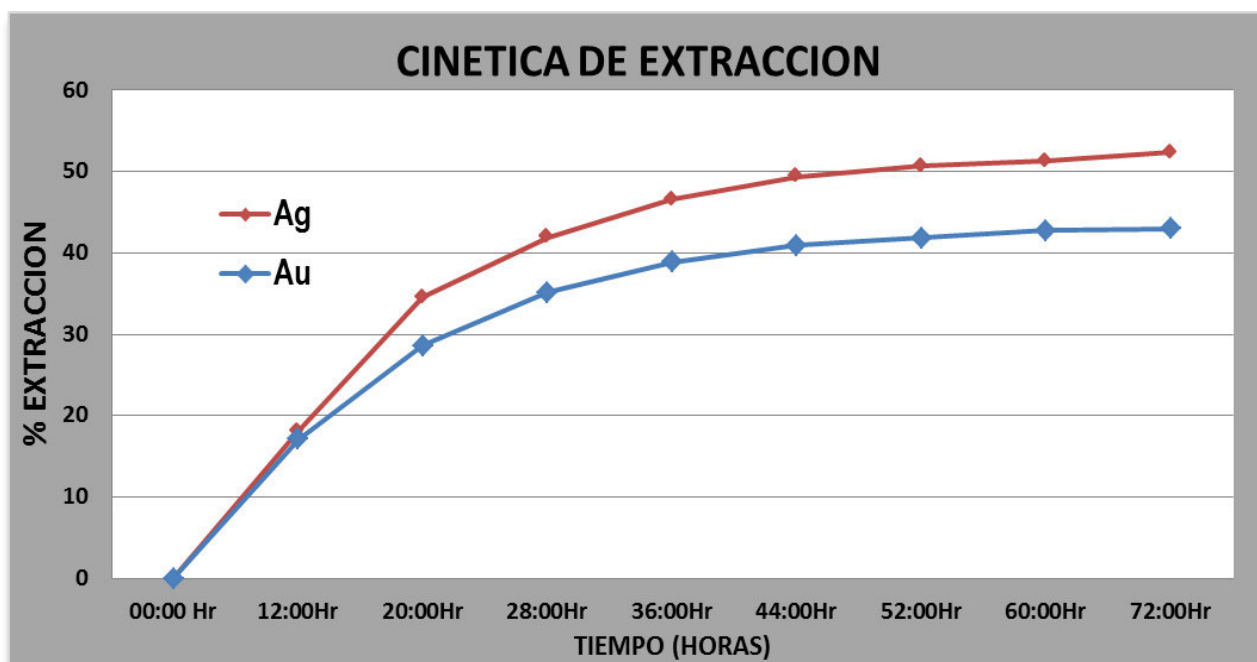
TABLA 5: BALANCE DE % EXTRACCION DE Au Y Ag.



GRÁFICA N°3: CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N°4: CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N°5: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN DE Ag y Au.

4.2.2 RESUMEN DE PRUEBAS METALÚRGICAS NaCN AL 0.1 %

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCION		RATIO DE CONSUMO	
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN (Kg/Tn)	NaOH (Kg/Tn)
0.060	15.00	0.06087	14.9916	42.99	52.36	5.01	2.75

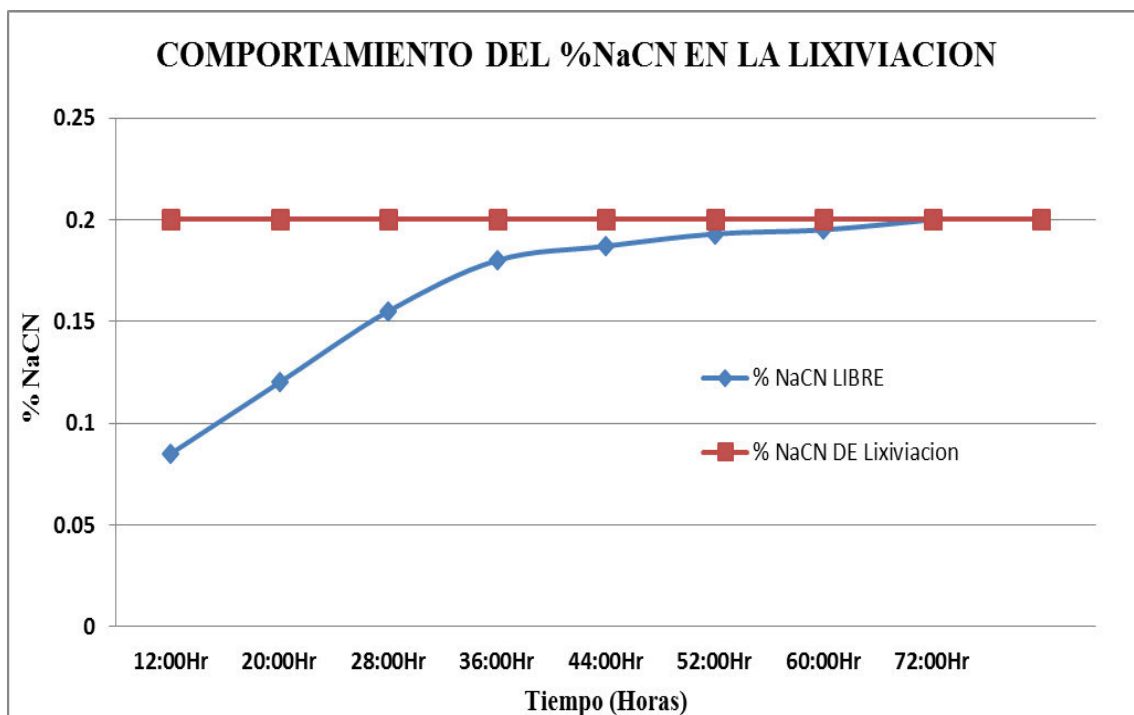
4.3 PRUEBA 02 CONCENTRACIÓN NaCN AL 0.2%

PARÁMETROS

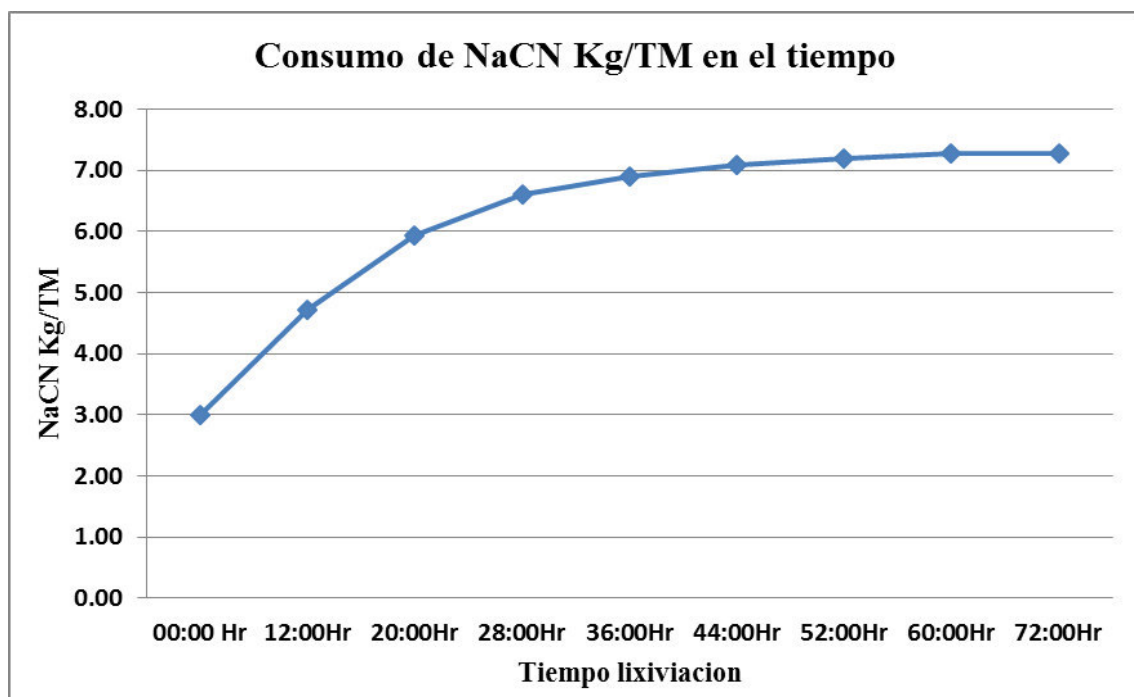
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	6.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.2
Ph	11.77
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

<i>HORA DE CONTROL</i>	<i>% NaCN LIBRE</i>	<i>NaCN (gr) COMPENSADO</i>	<i>% NaCN DE Lixiviación</i>	<i>CONSUMO DE NaCN Kg/TM</i>	<i>pH</i>	<i>NaOH (gr)</i>
00:00 Hr	0.2	6.00	0.2	3.00	11.77	2.0
12:00Hr	0.085	3.45	0.2	4.73	9.81	1.5
20:00Hr	0.120	2.40	0.2	5.93	10.49	1.0
28:00Hr	0.155	1.35	0.2	6.60	11.03	0.0
36:00Hr	0.180	0.60	0.2	6.90	10.58	1.0
44:00Hr	0.187	0.39	0.2	7.10	10.96	0.5
52:00Hr	0.193	0.21	0.2	7.20	11.33	0.0
60:00Hr	0.195	0.15	0.2	7.28	11.11	0.0
72:00Hr	0.200	0.00	0.2	7.28	11.05	0.0

TABLA N°6: CONTROL DE RATIOS CONSUMO DE REACTIVOS PRUEBA 02.



GRÁFICA N°6: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



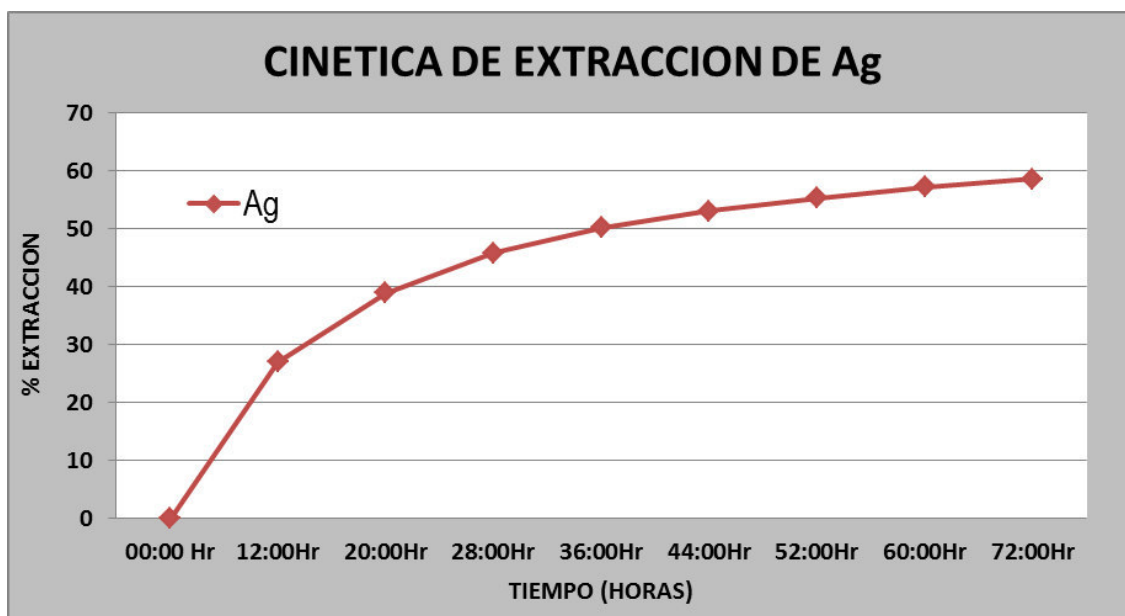
GRÁFICA N°7: CONSUMO DE NaCN Kg/Tn EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.3.1 BALANCES METALÚRGICOS NaCN AL 0.2%

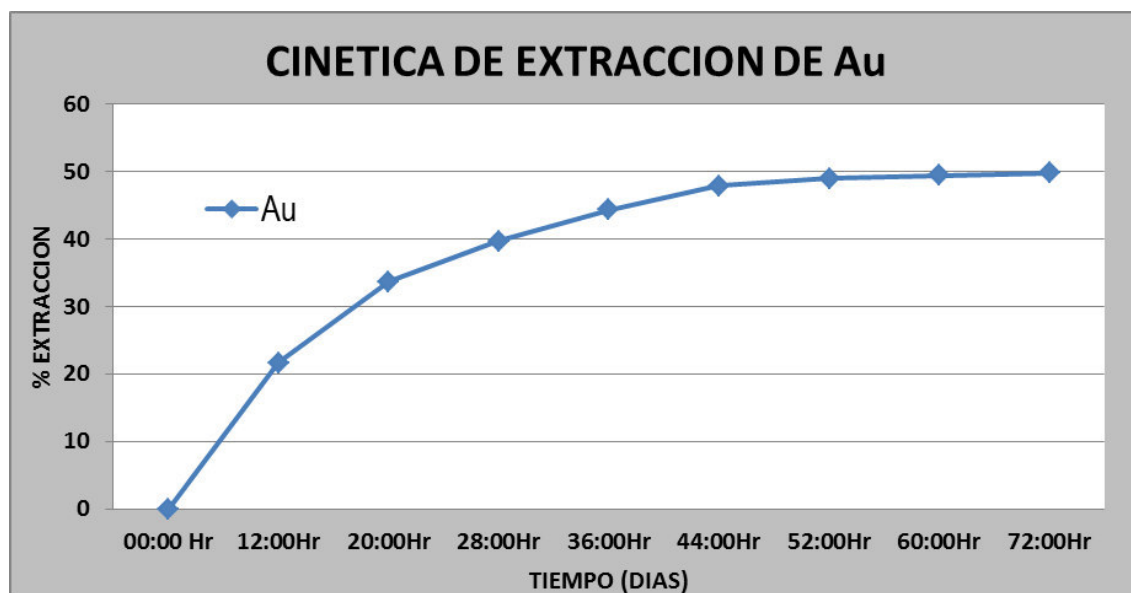
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00416419
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02941092

HORA DE CONTROL	Ley gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0	0
12:00Hr	0.301	92.62	21.68	26.99
20:00Hr	0.467	133.56	33.64	38.92
28:00Hr	0.551	157.40	39.70	45.87
36:00Hr	0.616	172.32	44.38	50.22
44:00Hr	0.665	181.98	47.91	53.03
52:00Hr	0.680	189.60	48.99	55.25
60:00Hr	0.687	196.43	49.49	57.25
72:00Hr	0.691	201.05	49.78	58.59

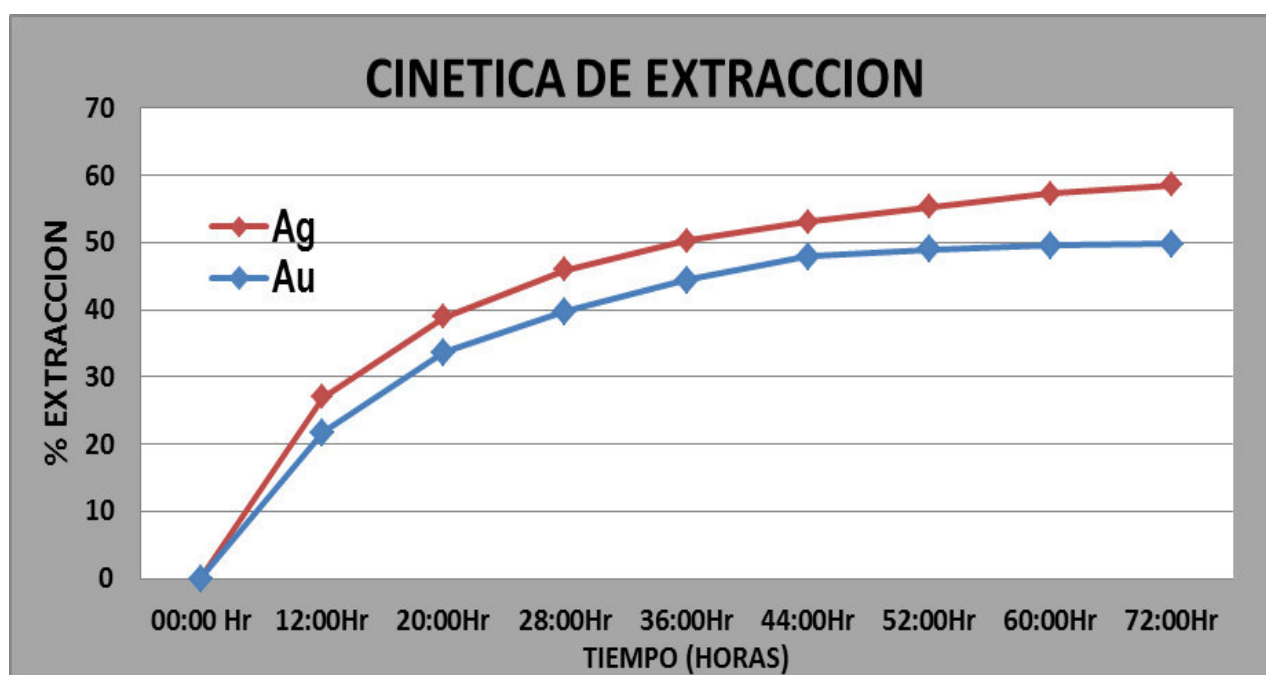
TABLA N°7: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N°8: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 9: CINÉTICA DE EXTRACCIÓN DE Au.



GRÁFICA N°10: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.3.2 RESUMEN DE PRUEBAS METALÚRGICAS NaCN AL 0.2 %

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCION		RATIO DE CONSUMO	
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN (Kg/TM)	NaOH (Kg/TM)
0.060	15.00	0.06073	15.0139	49.78	58.59	7.28	3.00

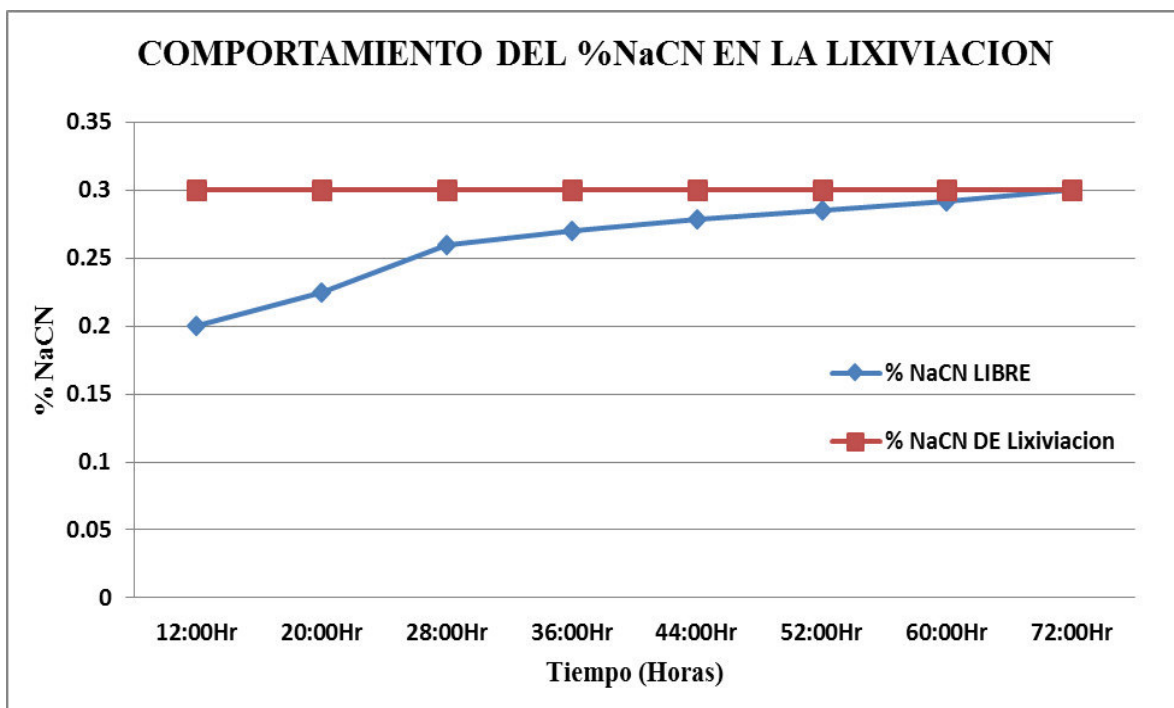
4.4 PRUEBA 03 CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,3%

PARÁMETROS

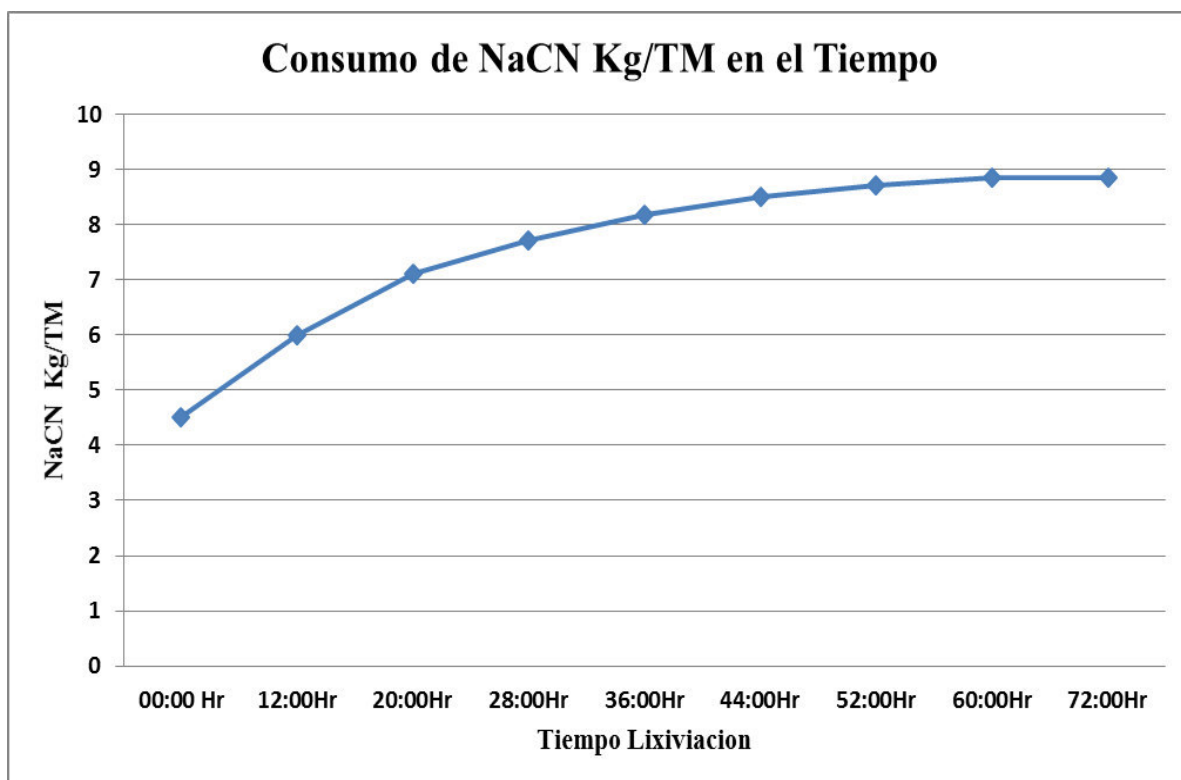
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	9.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.3
pH	11.77
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.3	9.00	0.3	4.5	11.77	2.0
12:00Hr	0.200	3.00	0.3	6.00	9.81	1.5
20:00Hr	0.225	2.25	0.3	7.13	10.59	1.0
28:00Hr	0.260	1.20	0.3	7.73	11.03	0.0
36:00Hr	0.270	0.90	0.3	8.18	10.68	1.0
44:00Hr	0.278	0.66	0.3	8.51	10.86	0.5
52:00Hr	0.285	0.45	0.3	8.73	11.43	0.0
60:00Hr	0.292	0.24	0.3	8.85	11.18	0.0
72:00Hr	0.300	0.00	0.3	8.85	11.01	0.0

TABLA N°8: CONTROL DE RATIOS CONSUMO DE REACTIVOS PRUEBA 03.



GRÁFICA N° 11: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



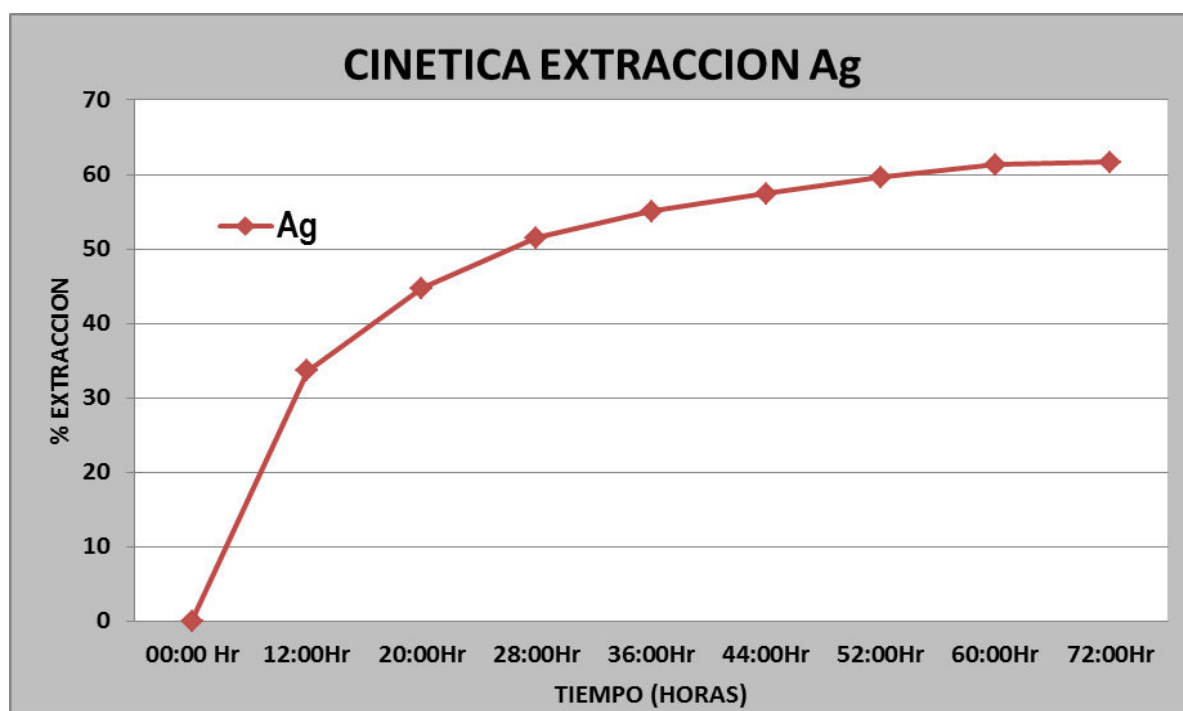
GRÁFICA N° 12: CONSUMO DE NaCN Kg/Tn EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.4.1 BALANCES METALÚRGICOS NaCN AL 0.3%

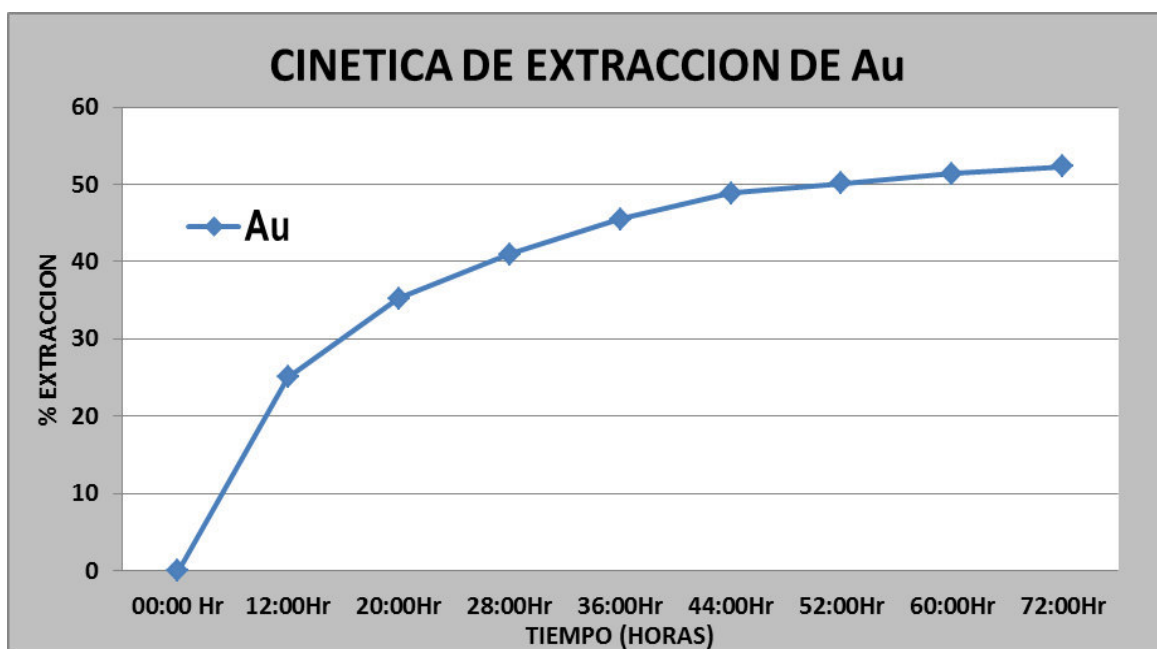
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00412478
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.03058871

HORA DE CONTROL	Ley gr/m ³		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0	0
12:00Hr	0.344	115.54	25.02	33.63
20:00Hr	0.484	153.56	35.20	44.70
28:00Hr	0.563	176.77	40.95	51.46
36:00Hr	0.625	189.11	45.46	55.05
44:00Hr	0.672	197.30	48.88	57.43
52:00Hr	0.689	204.80	50.11	59.62
60:00Hr	0.706	210.54	51.35	61.29
72:00Hr	0.719	211.91	52.29	61.69

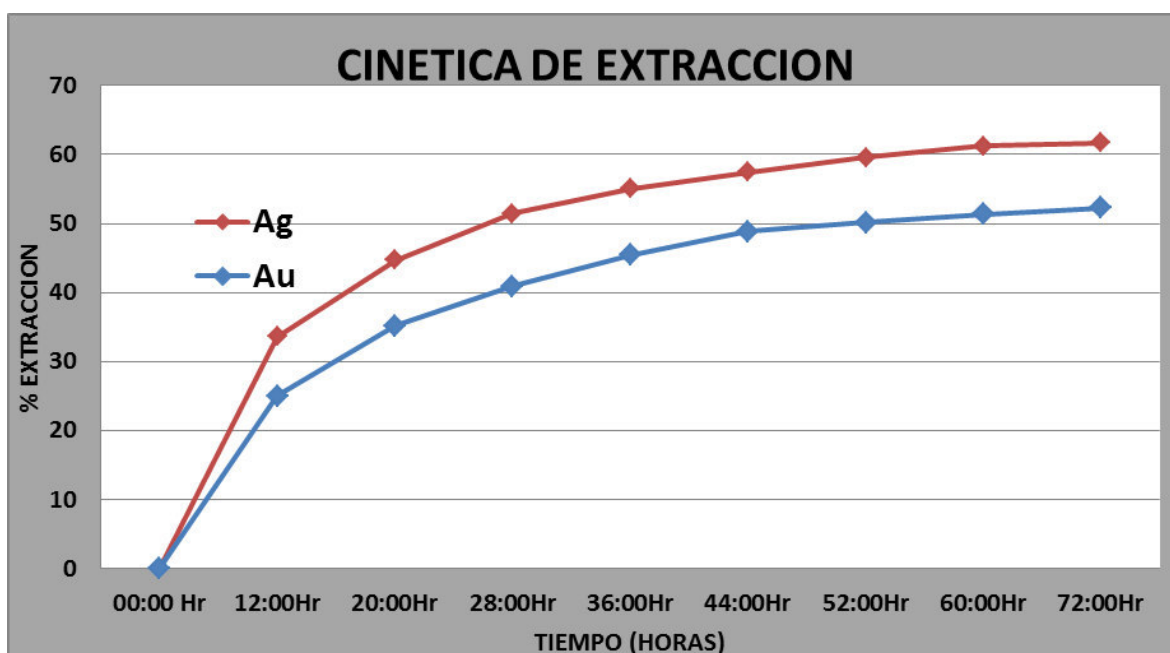
TABLA N° 9: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 13: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 14: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 15: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.4.2 RESUMEN DE PRUEBAS METALÚRGICAS NaCN AL 0.3 %

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCION		RATIO DE CONSUMO	
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN (Kg/TM)	NaOH (Kg/TM)
0.060	15.00	0.060	15.03	52.29	61.69	8.85	3.00

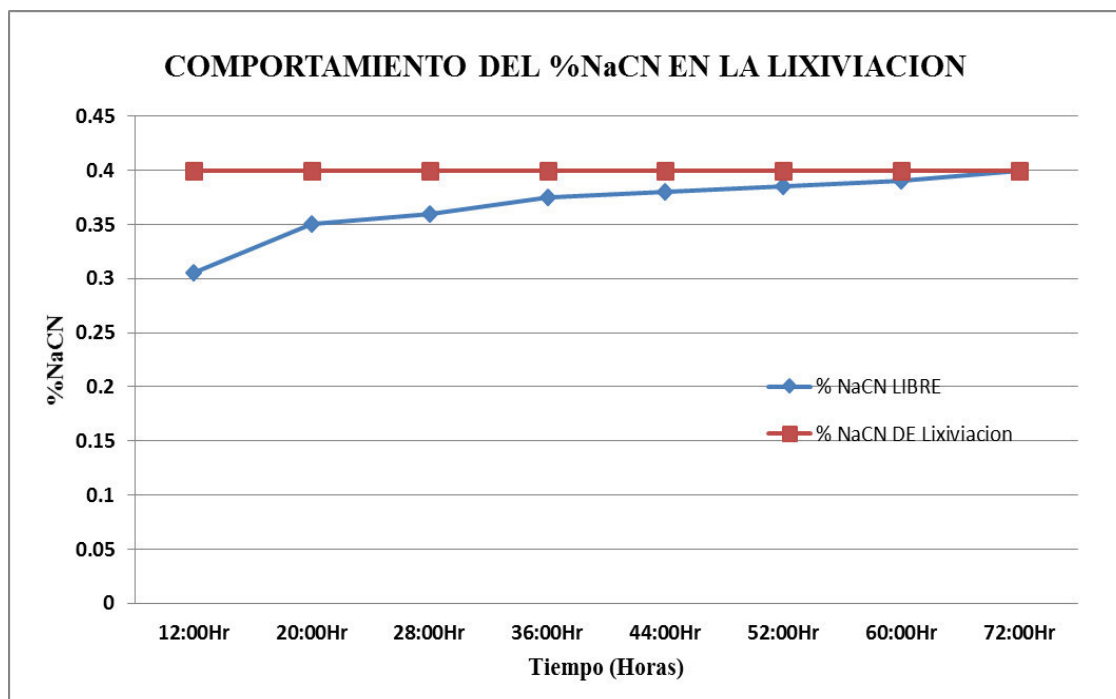
4.5 PRUEBA 04 CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,4%

PARÁMETROS

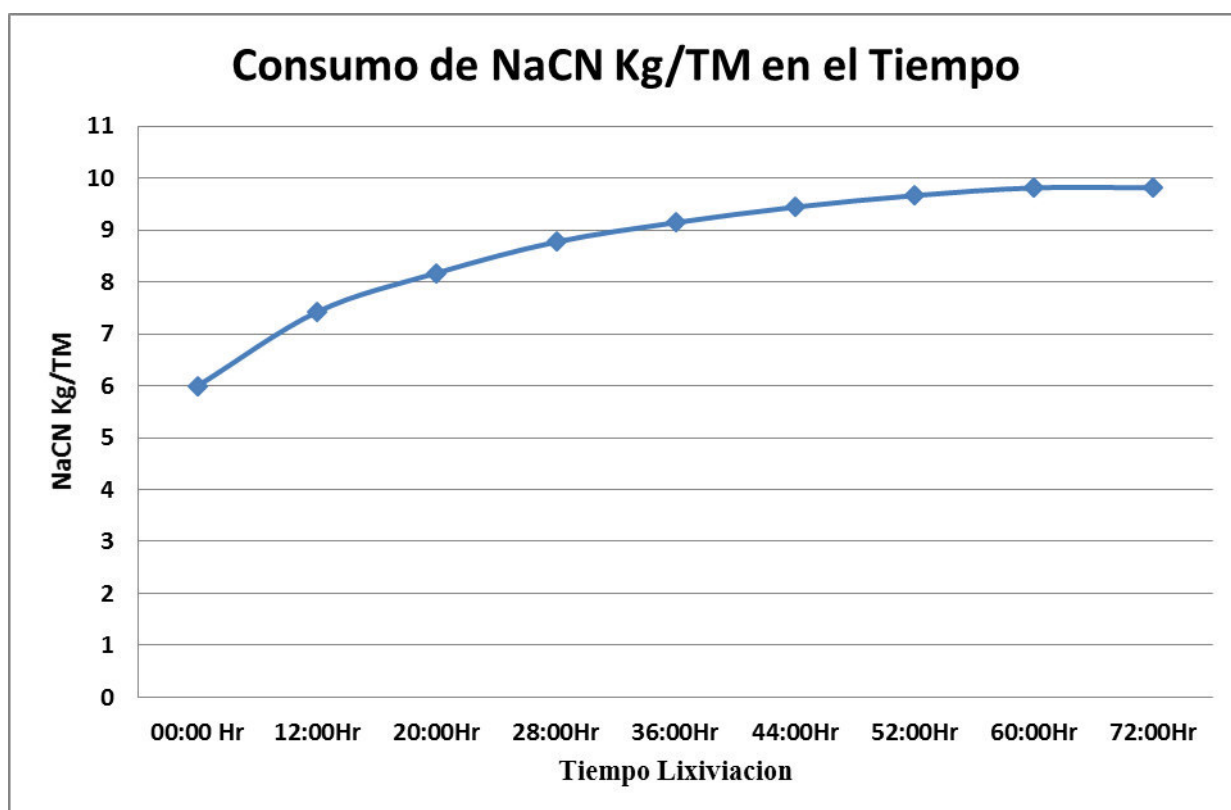
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	12.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.4
Ph	11.8
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.4	12.00	0.4	6	11.80	2.0
12:00Hr	0.305	2.85	0.4	7.43	9.81	1.5
20:00Hr	0.350	1.50	0.4	8.17	10.71	1.0
28:00Hr	0.360	1.20	0.4	8.77	11.13	0.0
36:00Hr	0.375	0.75	0.4	9.14	10.86	1.0
44:00Hr	0.380	0.60	0.4	9.44	11.58	0.0
52:00Hr	0.385	0.45	0.4	9.67	11.49	0.0
60:00Hr	0.390	0.30	0.4	9.81	11.25	0.0
72:00Hr	0.400	0.00	0.4	9.81	11.10	0.0

TABLA N°10: CONTROL DE RATIOS CONSUMO DE REACTIVOS PRUEBA 04.



GRÁFICA N° 16: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



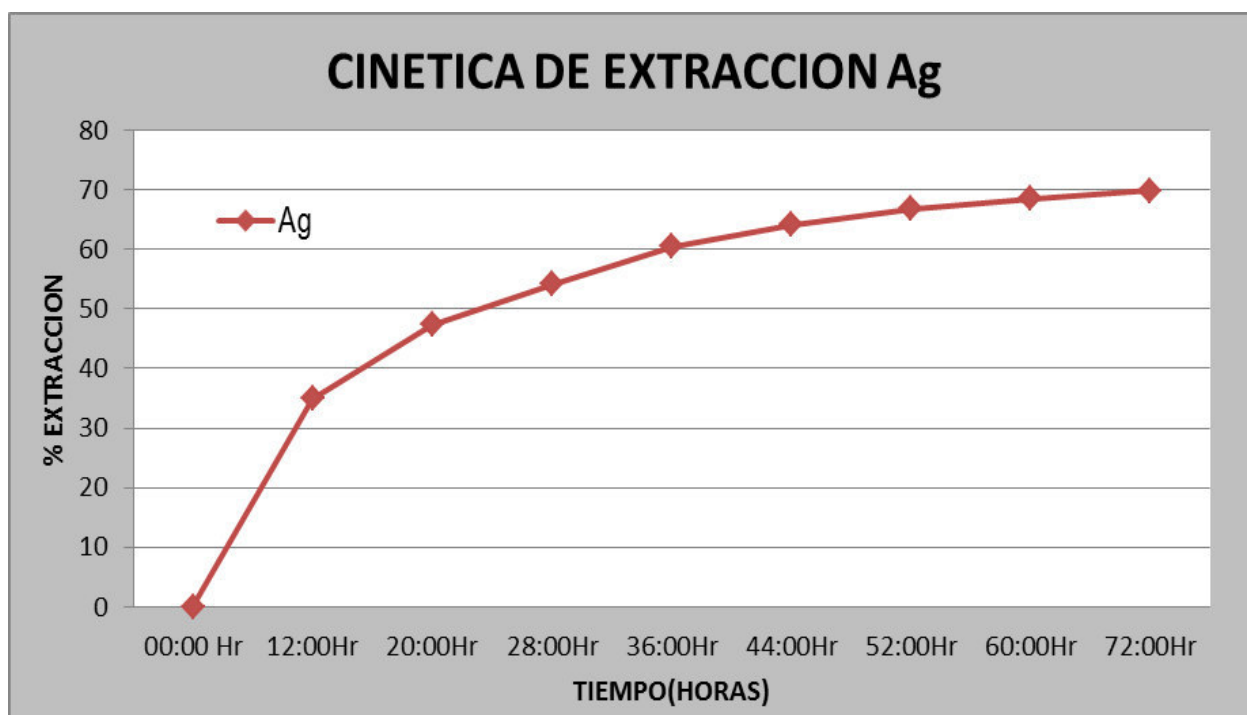
GRÁFICA N° 17: CONSUMO DE NaCN Kg/Tn EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.5.1 BALANCES METALÚRGICOS NaCN AL 0.4%

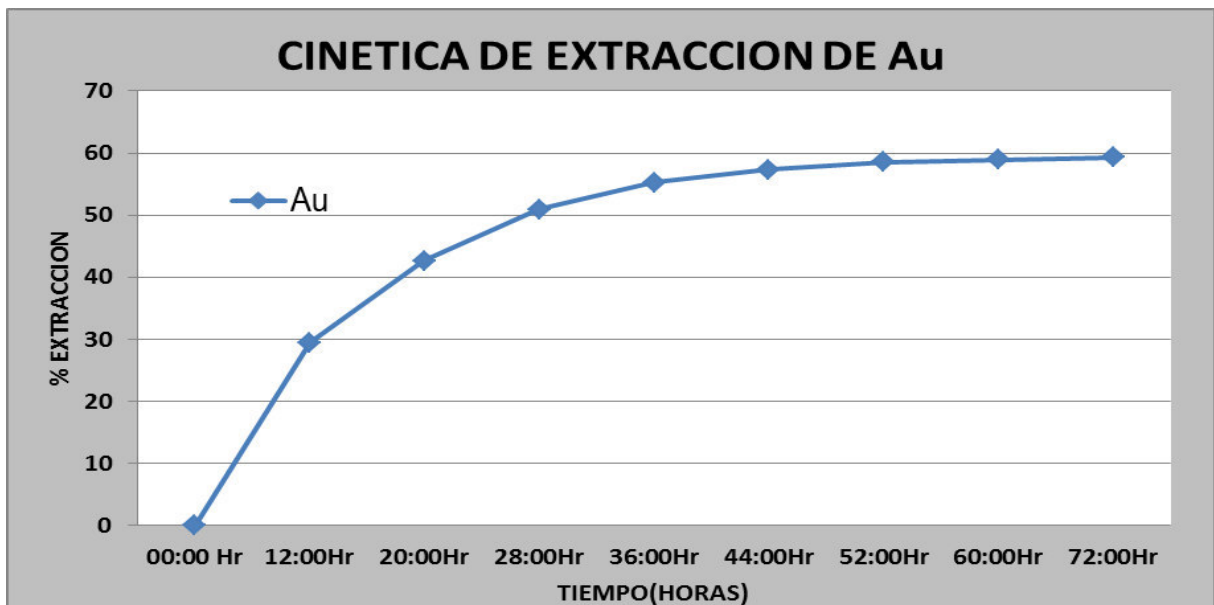
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.0040425
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.0272853

HORA DE CONTROL	Ley gr/m ³		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0	0
12:00Hr	0.397	119.54	29.46	34.91
20:00Hr	0.574	162.21	42.60	47.37
28:00Hr	0.686	185.34	50.91	54.13
36:00Hr	0.745	207.19	55.29	60.51
44:00Hr	0.772	219.67	57.29	64.15
52:00Hr	0.789	228.80	58.55	66.82
60:00Hr	0.794	234.63	58.92	68.52
72:00Hr	0.799	239.08	59.29	69.82

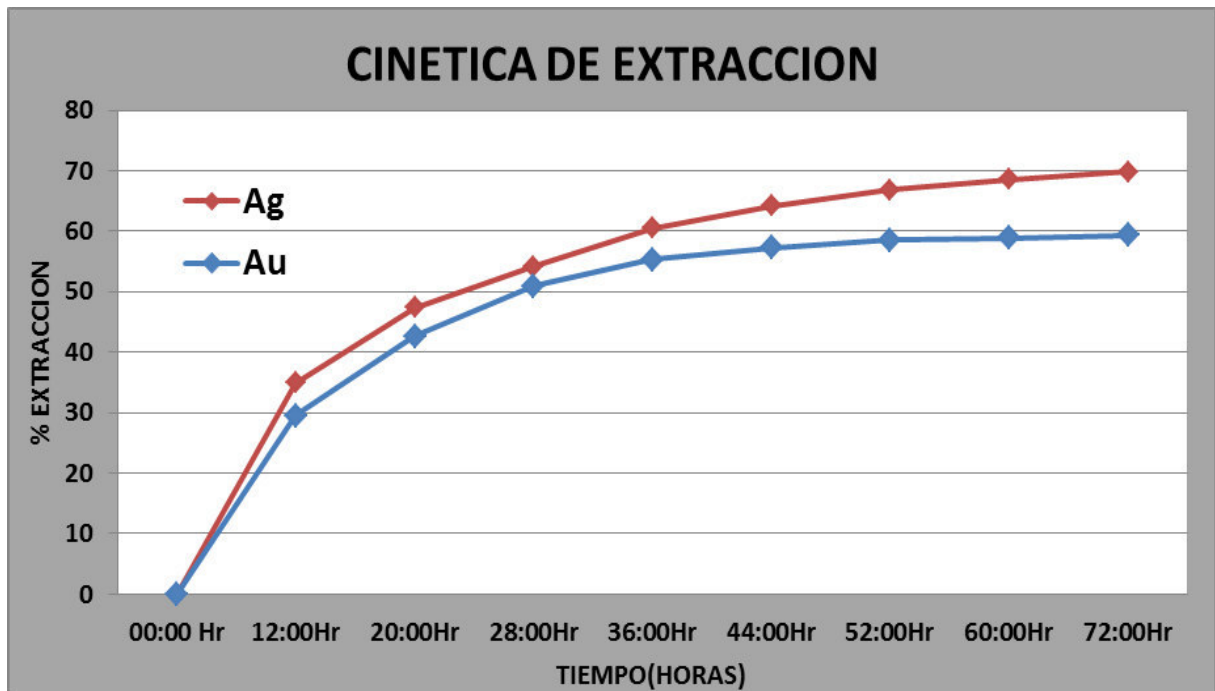
TABLA N° 11: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 18: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 19: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 20: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.5.2 RESUMEN DE PRUEBAS METALÚRGICAS NaCN AL 0.4 %

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCION		RATIO DE CONSUMO	
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN (Kg/TM)	NaOH (Kg/TM)
0.060	15.00	0.0590	14.983	59.29	69.82	9.81	2.75

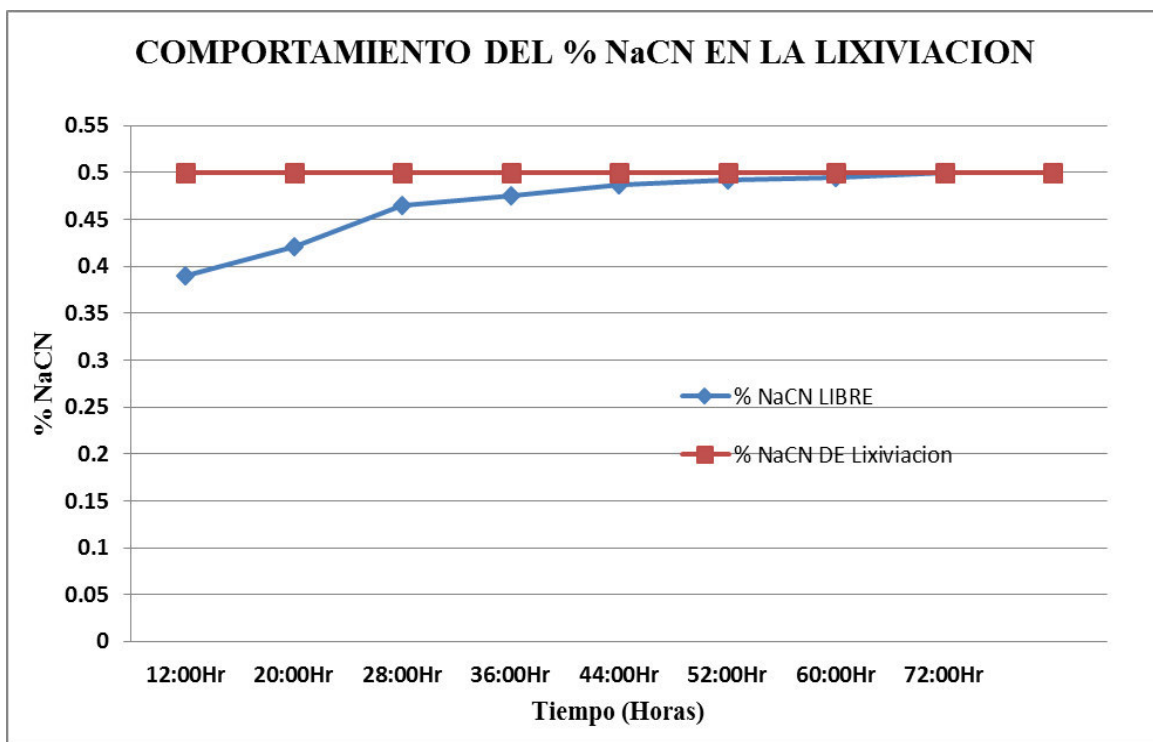
4.6 PRUEBA 05 CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5%

PARÁMETROS

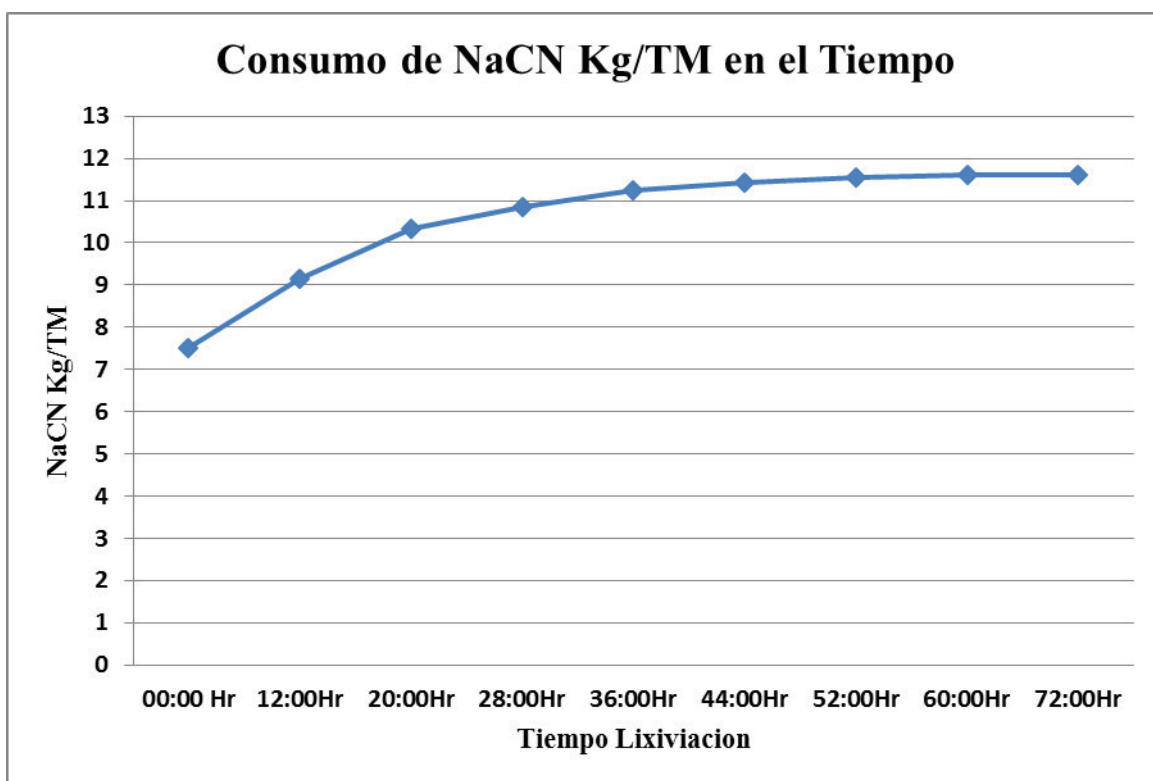
TIEMPO DE LIXIVIACION	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACION %	0.5
pH	11.8
% SOLIDO	40.0
% LIQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
% MALLA -200	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.5	15.00	0.5	7.50	11.80	2.0
12:00Hr	0.390	3.30	0.5	9.15	9.74	1.5
20:00Hr	0.421	2.37	0.5	10.33	10.71	1.0
28:00Hr	0.465	1.05	0.5	10.86	11.08	0.0
36:00Hr	0.475	0.75	0.5	11.23	10.95	1.0
44:00Hr	0.487	0.39	0.5	11.42	11.62	0.0
52:00Hr	0.492	0.24	0.5	11.54	11.49	0.0
60:00Hr	0.495	0.15	0.5	11.62	11.22	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	11.62	11.15	0.0

TABLA N° 12: CONTROL DE RATIOS CONSUMO DE REACTIVO PRUEBA 05.



GRÁFICA N°21: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



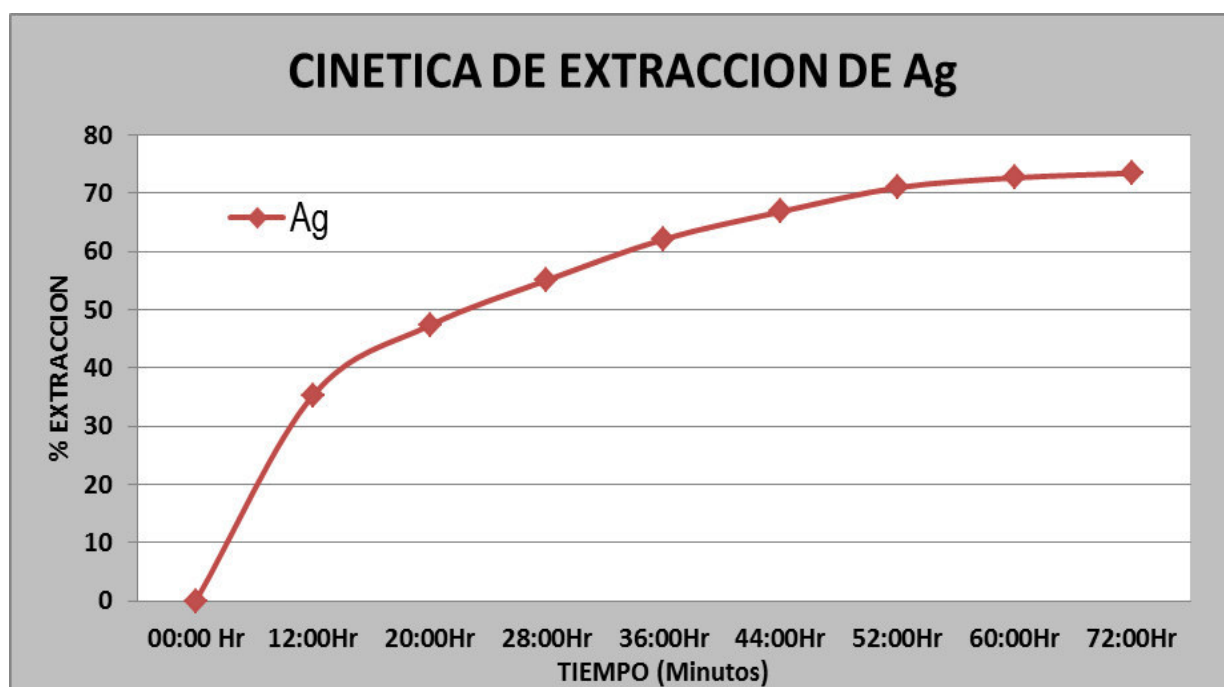
GRÁFICA N°22: CONSUMO DE NaCN Kg/Tn EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.6.1 BALANCES METALÚRGICOS NaCN AL 0.5%

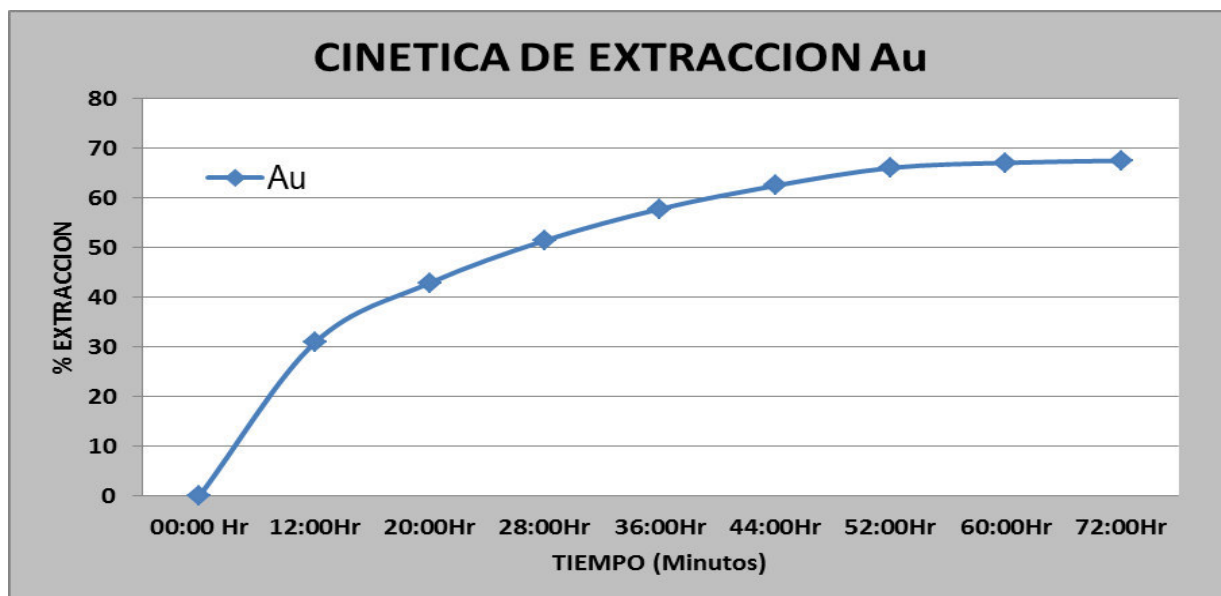
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.0041090
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.025961

HORA DE CONTROL	Ley gr/m ³		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0	0
12:00Hr	0.422	120.65	30.81	35.28
20:00Hr	0.587	161.76	42.86	47.30
28:00Hr	0.704	188.32	51.40	55.07
36:00Hr	0.791	212.34	57.75	62.09
44:00Hr	0.855	228.54	62.42	66.83
52:00Hr	0.904	242.66	66.00	70.96
60:00Hr	0.918	248.45	67.02	72.65
72:00Hr	0.924	251.14	67.46	73.44

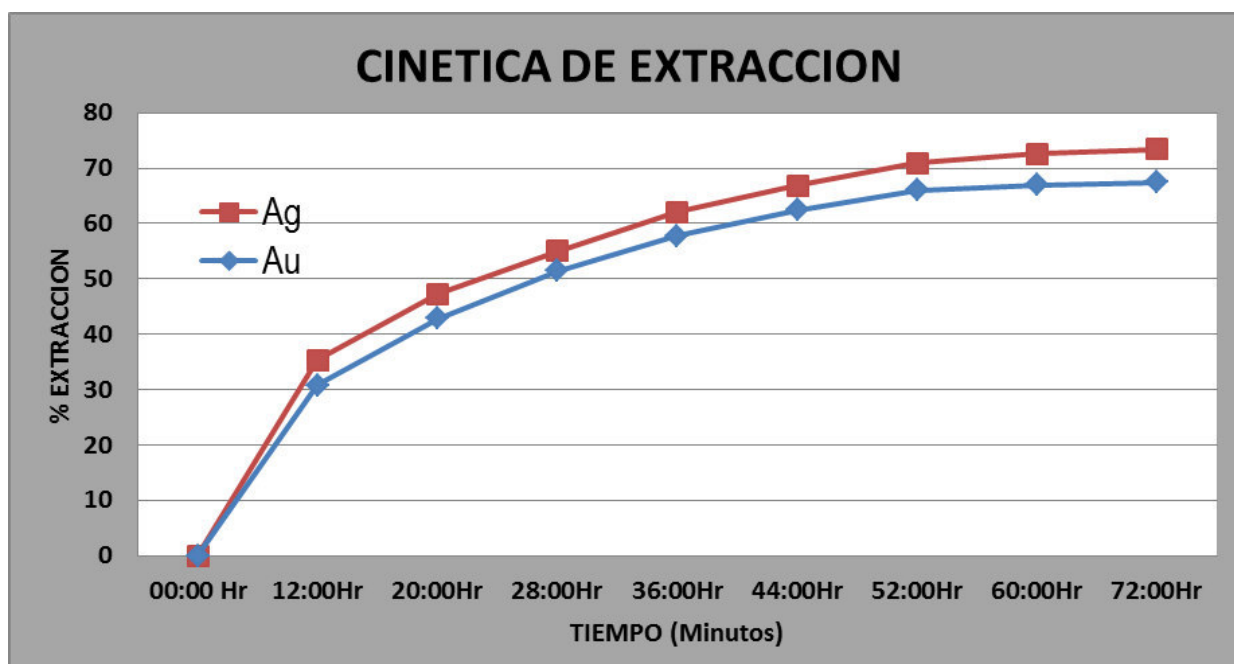
TABLA N° 13: BALANCE DE %EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 23: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 24: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N°25: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.6.2 RESUMEN DE PRUEBAS METALÚRGICAS NaCN AL 0.5 %

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCION		RATIO DE CONSUMO	
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN (Kg/TM)	NaOH (Kg/TM)
0.060	15.00	0.0599	14.96	67.46	73.44	11.62	2.75

4.7 BALANCE ECONÓMICO PARA Ag PRUEBA EM-LT1

4.7.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

Muestra	EM-LT1	Unidades		
Ley Ag	15,000	Onz/Tc	514,20	gr/TM
Ley Au	0,060	Onz/Tc	2,06	gr/TM
Peso Muestra	2000	gr.		
Volumen Solución	3	l.		
Tiempo de Prueba	72	hr.		
Cantidad a tratar	774,08	TM.		
Ag Total	398032	gr.	12797,22	Onz troy
Capacidad Planta	40	TM/día		
Tiempo de Proceso	19,352	Día	0,65	Meses

4.7.2 CUADRO DE RESUMEN DE LA PRUEBA EM-LT1

Concentración %NaCN	% Extracción Ag	Cabeza Calculada	Ag Recuperada (Onza)	Consumo NaCN (kg/TM)	Cons. Total NaCN (Kg)	Consumo NaOH (Kg/TM)	Cons. Total NaOH (Kg)
0.50	73.44	14.964	9397.708026	11.62	8991.81	2.75	2128.72
0.40	69.82	14.983	8934.886716	9.81	7597.21	2.75	2128.72
0.30	61.69	15.031	7894.106161	8.85	6850.61	3.00	2322.24
0.20	58.59	15.014	7498.116791	7.28	5631.43	3.00	2322.24
0.10	52.36	14.992	6700.63409	5.01	3880.46	2.75	2128.72

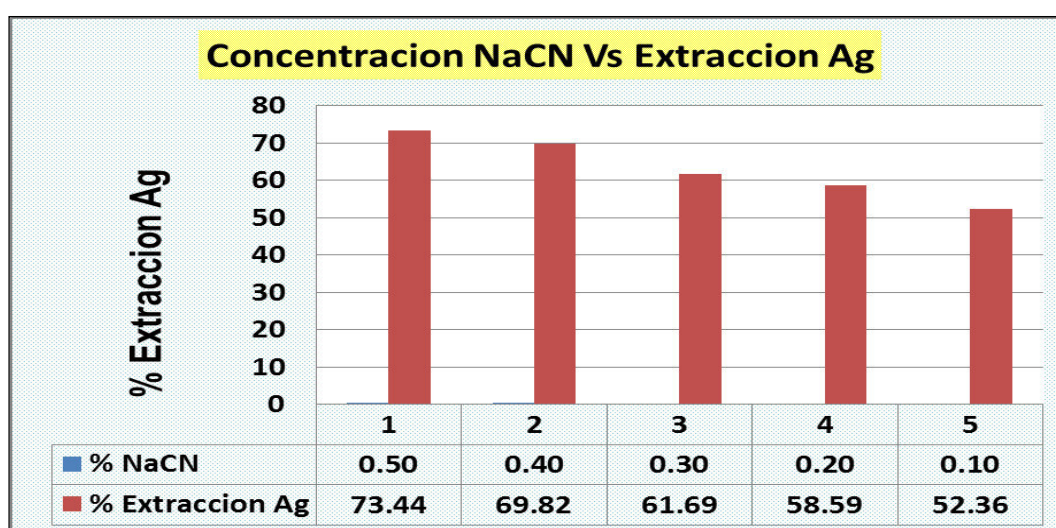


FIGURA 1: Influencia de la Concentración de NaCN en la Extracción de Ag.

4.7.3 EVALUACIÓN DE RENTABILIDAD ECONÓMICA Ag

Tipo de Cambio		2,84				
Precio inter.		17,96 \$/onz		51,0064 S/./onz		
Prueba		1	2	3	4	5
Ingresos						
Plata producida (onz)		9397,71	8934,89	7894,11	7498,12	6700,63
Importe (\$)		168782,84	160470,57	141778,15	134666,18	120343,39
Importe (S/.)		479343,25	455736,41	402649,94	382451,94	341775,22
Egresos	S/./TM					
Cianuro Sodio		140.452,07	118.668,39	107.006,50	87.962,97	60.612,83
Soda Caústica		5.199,19	5.199,19	5.671,84	5.671,84	5.199,19
Insumos (Bolas)	12,58	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93
Personal	32,53	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95
Energía	33,22	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94
Caja Chica	11,42	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99
Almacén	26,82	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83
Otros (locales y varios)		11.794,09	11.794,09	11.794,09	11.794,09	11.794,09
Costo Mineral		145.376,42	145.376,42	145.376,42	145.376,42	145.376,42
TOTAL EGRESOS		393.052,41	371.268,73	360.079,49	341.035,96	313.213,17
Utilidad		86.290,85	84.467,68	42.570,45	41.415,99	28.562,05
Ingreso Mensual (S/.)		133.770,43	130.944,11	65.993,88	64.204,20	44.277,68
Ingreso Mensual (\$)		47.102,26	46.107,08	23.237,28	22.607,11	15.590,73

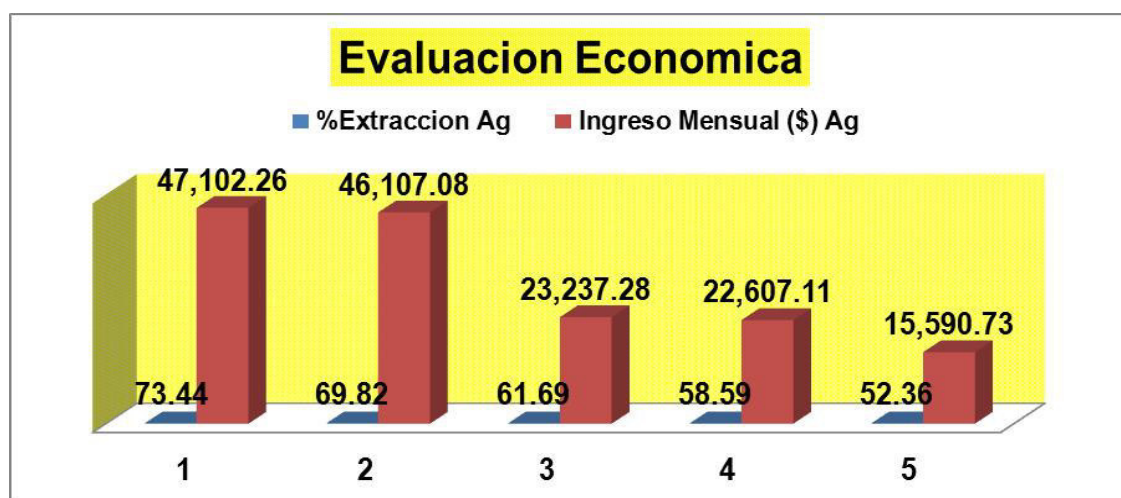


FIGURA 2: Evaluación económica en función a la Extracción.

4.8 BALANCE ECONOMICO PARA Au PRUEBA EM-LT1

4.8.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL RELAVE

Muestra	EM-LTE1	Unidades		
Ley Ag	15,000	Onz/Tc	514,20	gr/TM
Ley Au	0,060	Onz/Tc	2,06	gr/TM
Peso Muestra	2000	gr.		
Volumen Solución	3	l.		
Tiempo de Prueba	72	hr.		
Cantidad a tratar	774,08	TM.		
Au Total	1592	gr.	51,19	Onz troy
Capacidad Planta	40	TM/día		
Tiempo de Proceso	19,352	Día	0,65	Meses

4.8.2 CUADRO DE RESUMEN DE LA PRUEBA EM-LT1

Concentración %NaCN	% Extracción Au	Cabeza Calculada	Au Recuperada (Onza)	Consumo NaCN (kg/TM)	Cons. Total NaCN (Kg)	Consumo NaOH (Kg/TM)	Cons. Total NaOH (Kg)
0.50	67.46	0.0599	34.53292881	11.62	8991.81	2.75	2128.72
0.40	59.29	0.0590	30.35221414	9.81	7597.21	2.75	2128.72
0.30	52.29	0.0602	26.76855843	8.85	6850.61	3.00	2322.24
0.20	49.78	0.0607	25.48260931	7.28	5631.43	3.00	2322.24
0.10	42.99	0.0609	22.00557711	5.01	3880.46	2.75	2128.72

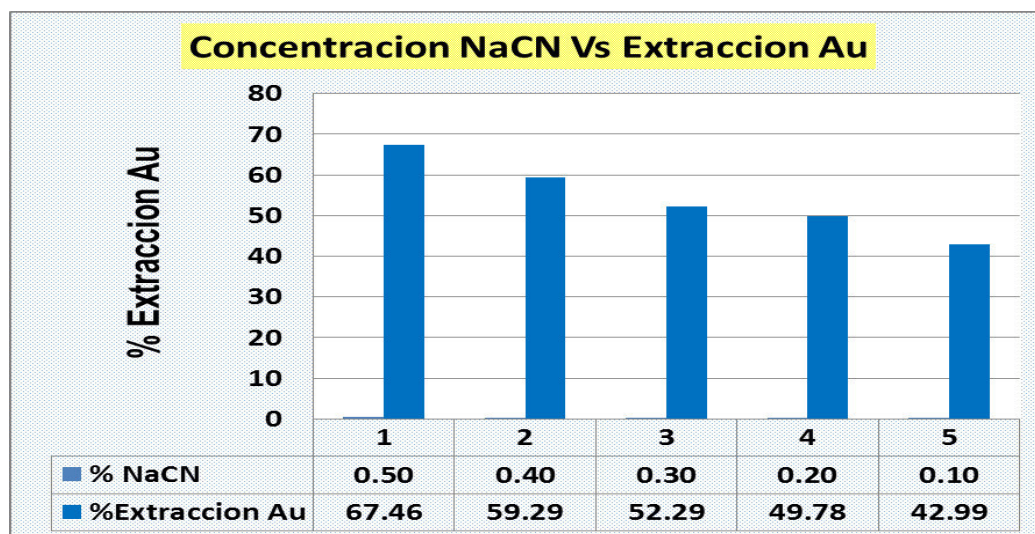


FIGURA 3: Influencia de la Concentración de NaCN en la Extracción de Au.

4.8.3 EVALUACIÓN DE RENTABILIDAD ECONÓMICA Au

Tipo de Cambio		2,84				
Precio inter.		1265 \$/onz		3592,6 S./onz		
Prueba		1	2	3	4	5
Ingresos						
Oro producida (onz)		34,53	30,35	26,77	25,48	22,01
Importe (\$)		43684,15	38395,55	33862,23	32235,50	27837,06
Importe (S./)		124063,00	109043,36	96168,72	91548,82	79057,24
Utilidad (\$) Mensual		67720,37	59521,83	52494,15	49972,36	43153,76
ESTOS GASTOS NO SE CONSIDERAN YA QUE EL MATERIAL FUE COMPRADO POR PLATA Y EL ORO ES UN SUB PRODUCTO QUE NOS DA UTILIDADES EXTRAS						
Egresos	S./TM					
Cianuro Sodio		140.452,07	118.668,39	107.006,50	87.962,97	60.612,83
Soda Caústica		5.199,19	5.199,19	5.671,84	5.671,84	5.199,19
Peróxido						
Insumos (Bolas)	12,58	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93
Personal	32,53	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95
Energía	33,22	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94
Caja Chica	11,42	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99
Almacén	26,82	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83
Otros (locales y varios)		11.794,09	11.794,09	11.794,09	11.794,09	11.794,09
Costo Mineral		-	-	-	-	-
TOTAL EGRESOS		247.675,99	225.892,31	214.703,07	195.659,54	167.836,75
Utilidad		-123612,99	-116848,94	-118534,34	-104110,71	-88779,51
Ingreso Mensual (S./)		-191628,24	-181142,43	-183755,18	-161395,28	-137628,43
Ingreso Mensual (\$.)		-67474,73	-63782,55	-64702,53	-56829,32	-48460,71

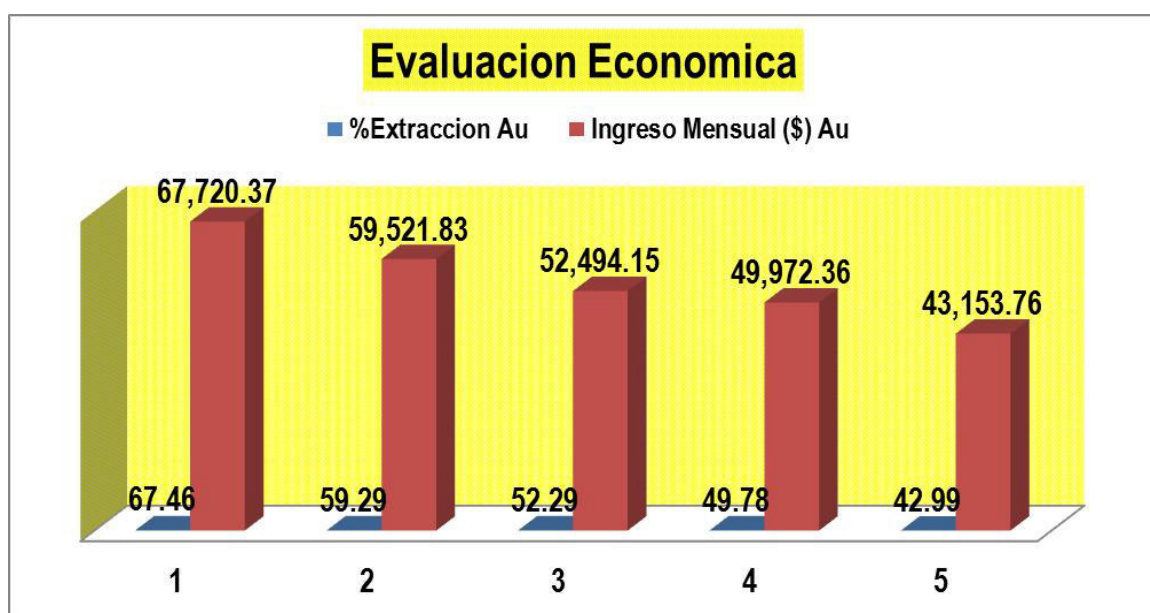


FIGURA 4: Evaluación económica en función a la Extracción.

4.9 CUADRO DE RESUMEN COMPARATIVO DE LA

RENTABILIDAD ECONÓMICA DE Ag Y Au

Concentración %NaCN	% Extracción Ag	% Extracción Au	Ingreso Mensual Ag (\$)	Ingreso Mensual Au (\$)	Ingreso Total Al Mes (\$)
0.50	73.44	67.46	47,102.26	67,720.37	114,822.64
0.40	69.82	59.29	46,107.08	59,521.83	105,628.91
0.30	61.69	52.29	23,237.28	52,494.15	75,731.43
0.20	58.59	49.78	22,607.11	49,972.36	72,579.47
0.10	52.36	42.99	15,590.73	43,153.76	58,744.50

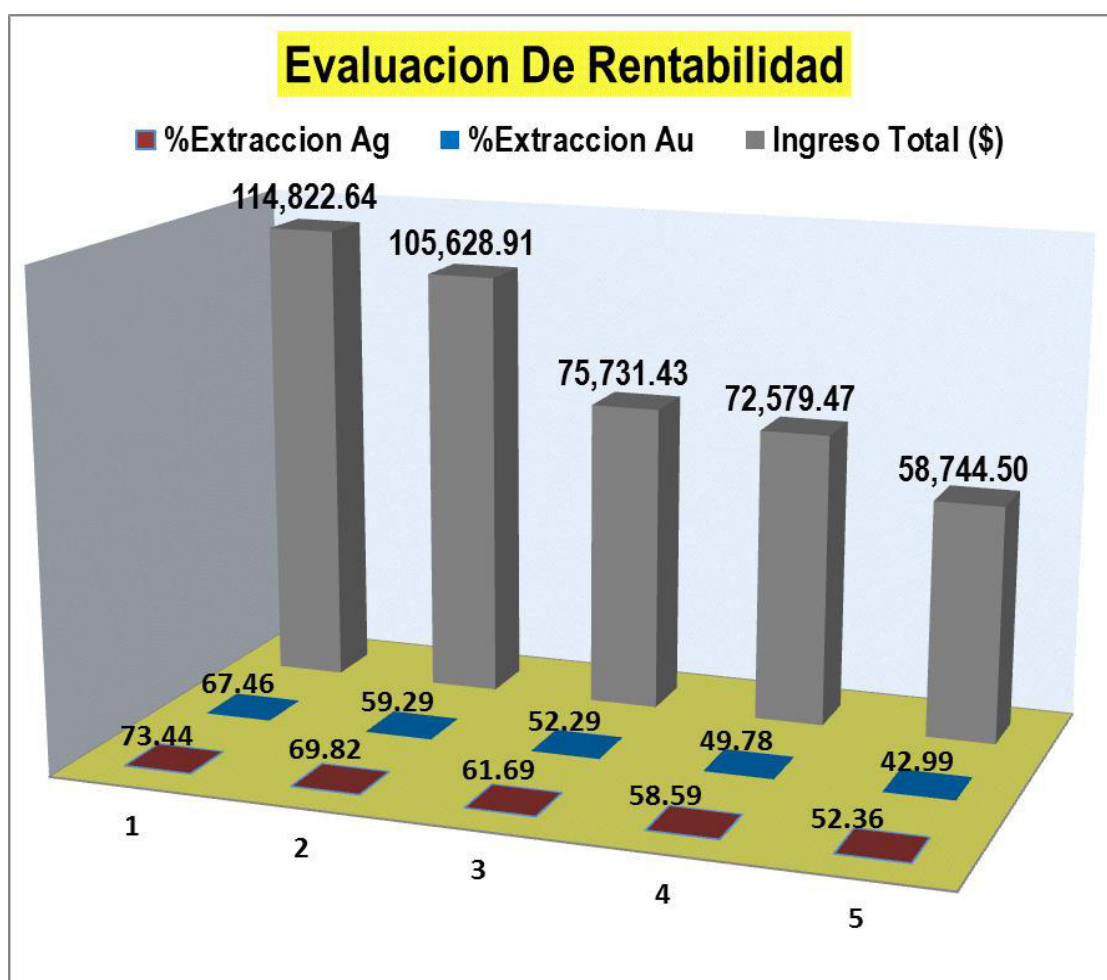
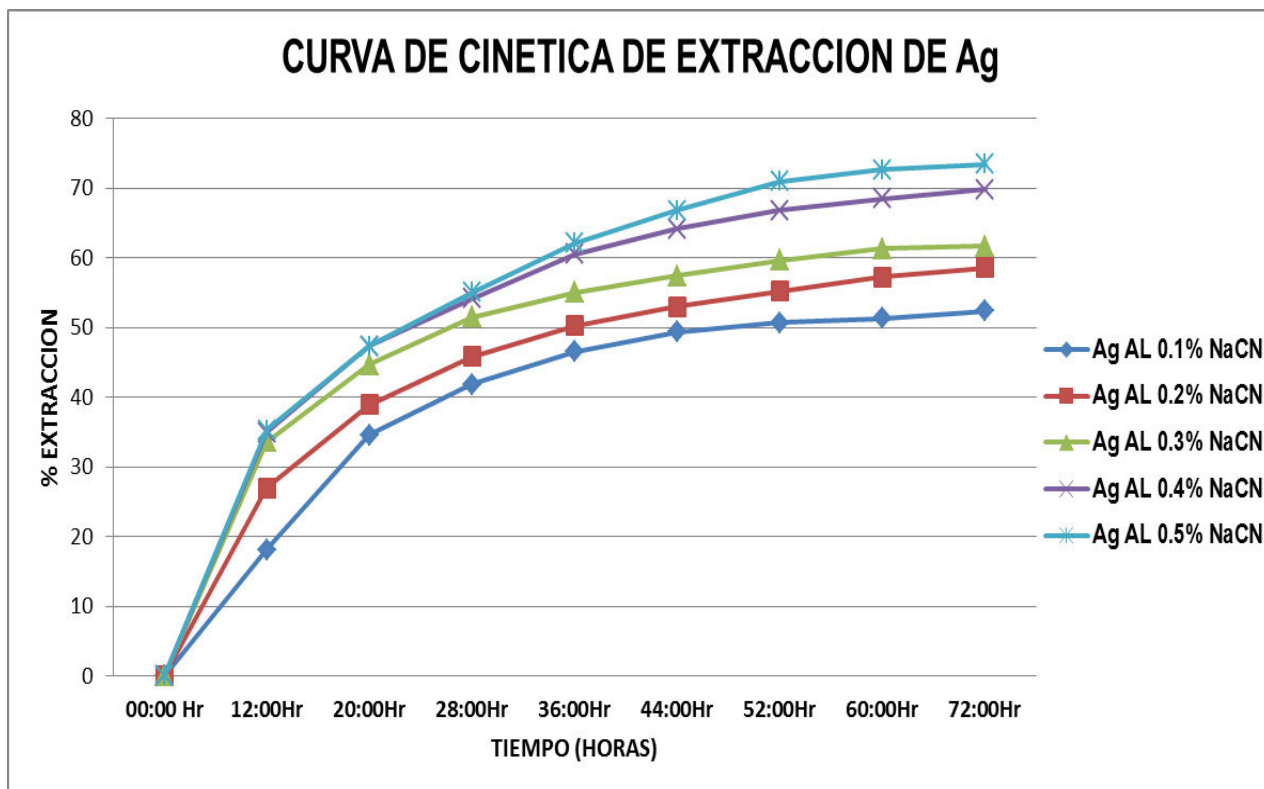
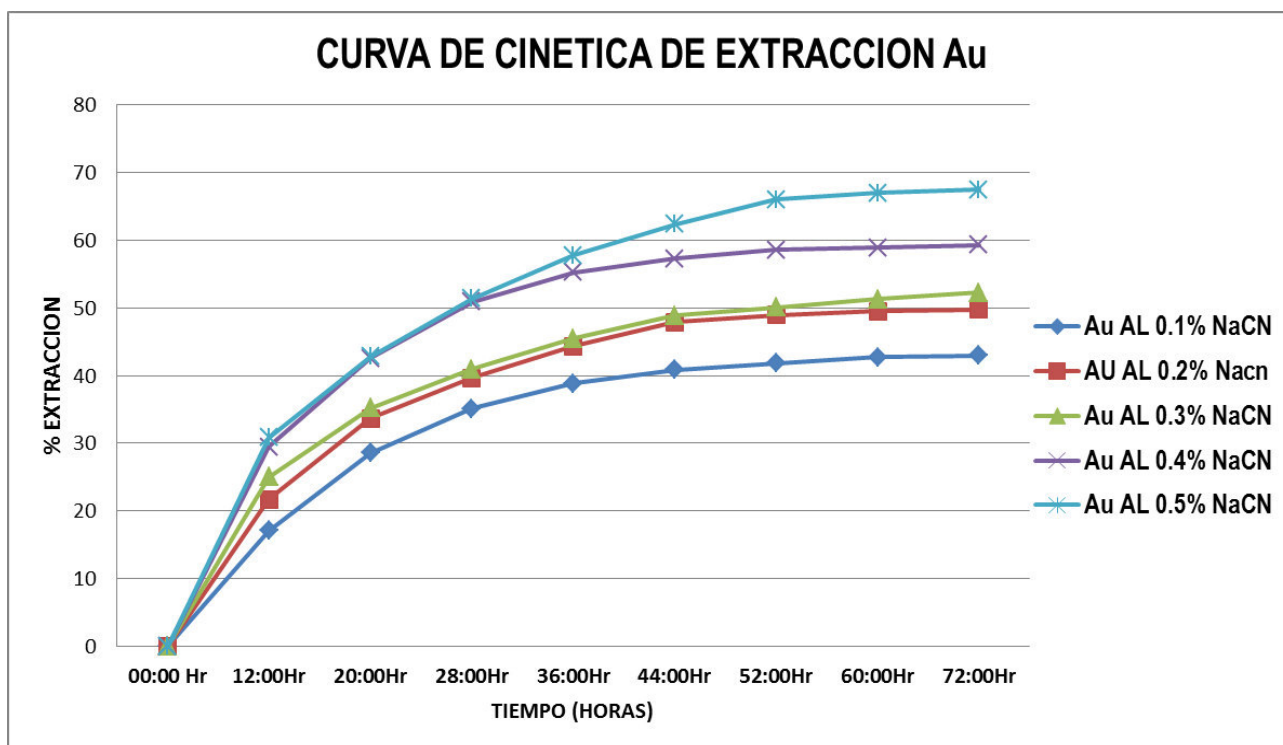


FIGURA 5: EXTRACCIÓN Ag Y Au EN LA RENTABILIDAD ECONÓMICA.



GRÁFICA N° 26: DEMOSTRACIÓN DE LA EXTRACCIÓN DE Ag EN FUNCIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE NaCN.



GRÁFICA N° 27: DEMOSTRACIÓN DE LA EXTRACCIÓN DE Au EN FUNCIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE NaCN.

4.10 ANÁLISIS DE RESULTADOS PRUEBA EXPERIMENTAL EM-LT 1

- Se observa un consumo de cianuro excesivo en las primeras doce horas de pruebas realizadas, ya que se tiene una extracción de los valores metálicos considerables a esa hora; a la vez, se tiene que tener en cuenta que tratamos relave sulfuro con algunos elementos cianicidas que consumen notablemente cianuro en el proceso.
- De acuerdo a la evaluación de la gráfica, se tiene que a mayor concentración de cianuro se obtiene mayor extracción de los elementos valiosos metálicos de Ag y Au.
- A mayor concentración de cianuro y pH mayor a 11, se observa que la plata es más activa en la disolución frente al cianuro, obteniendo mayor extracción.
- Primera prueba: 0,1% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de (Ag: 52,36 % - Au: 42,99%) con un ratio de consumo cianuro: 5,01 Kg/TM equivalente 3.880,46 Kg NaCN y NaOH: 2,75 Kg/TM equivalente 2.128,72 Kg NaOH, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$15.590,73 y Au: \$ 43.153,76; los cuales no son factibles para la empresa.
- Segunda prueba: 0,2% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 58,59 % - Au: 49,78% con un ratio de consumo cianuro: 7,28 Kg/TM equivalente 5.631,43 Kg NaCN y NaOH: 3,0 Kg/TM equivalente 2.322,24 Kg NaOH, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$ 22.607,11 y Au: \$ 49.972,36; los cuales no son factibles para la empresa.
- Tercera prueba: 0,3% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 61,69 % - Au: 52,29% con un ratio de consumo cianuro: 8,85 Kg/TM equivalente 6.850,61 Kg NaCN y NaOH: 3,0 Kg/TM equivalente 2.322,24 Kg NaOH, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$ 23.237,28 y Au: \$ 52.494,15; los cuales no son factibles para la empresa.

- Cuarta prueba: 0,4% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 69,82 % - Au: 59,29 % con un ratio de consumo cianuro: 9,81 Kg/TM equivalente 7.597,21 Kg NaCN y NaOH: 2,75 Kg/TM equivalente 2.128,72 Kg NaOH, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$ 46.107,08 y Au: \$ 59.521,83; los cuales no son factibles para la empresa.
- Quinta prueba: 0,5% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 73,44 % - Au: 67,46 % con un ratio de consumo cianuro: 11,62 Kg/TM equivalente 8.991,81 Kg NaCN y NaOH: 2,75 Kg/TM equivalente 2.128,72 Kg NaOH, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$ 47.102,26 y Au: \$ 67.720,37; los cuales no son factibles para la empresa.

4.11 RESULTADOS Y BALANCES DE LA PRUEBA LIXIVIACIÓN EM-LT2

4.12 PRIMERA PRUEBA CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5% H₂O₂ 2ml y

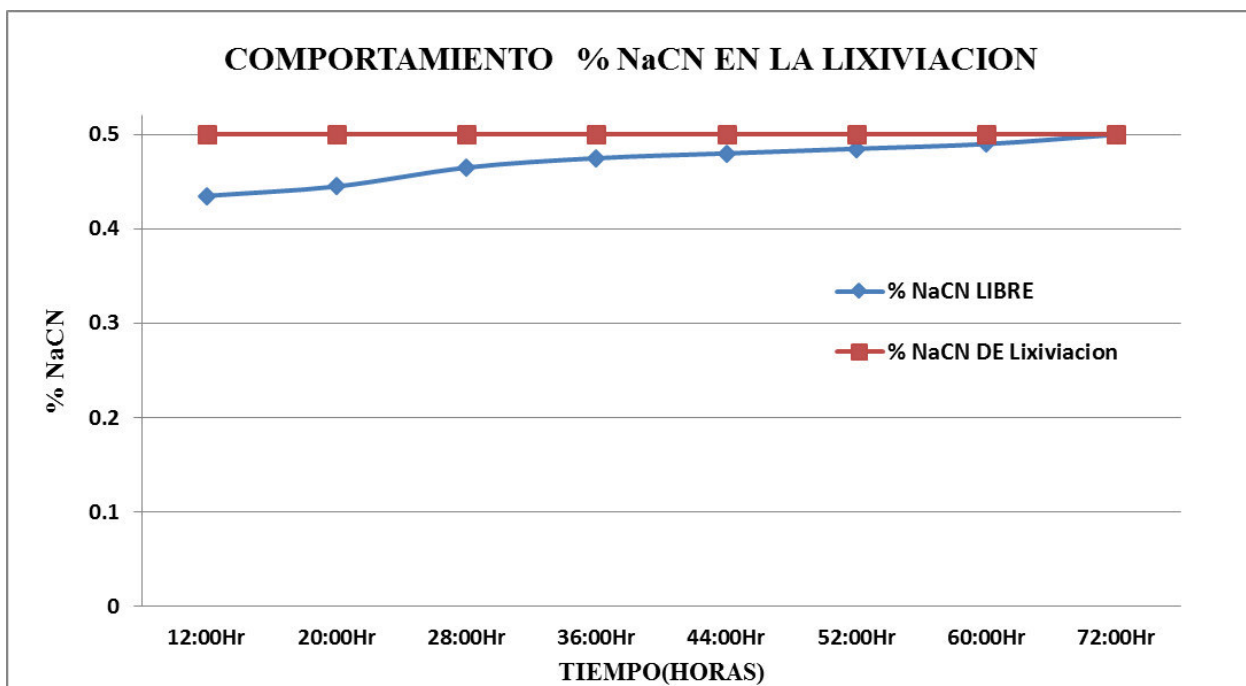
AC. PLOMO 10ml

PARÁMETROS

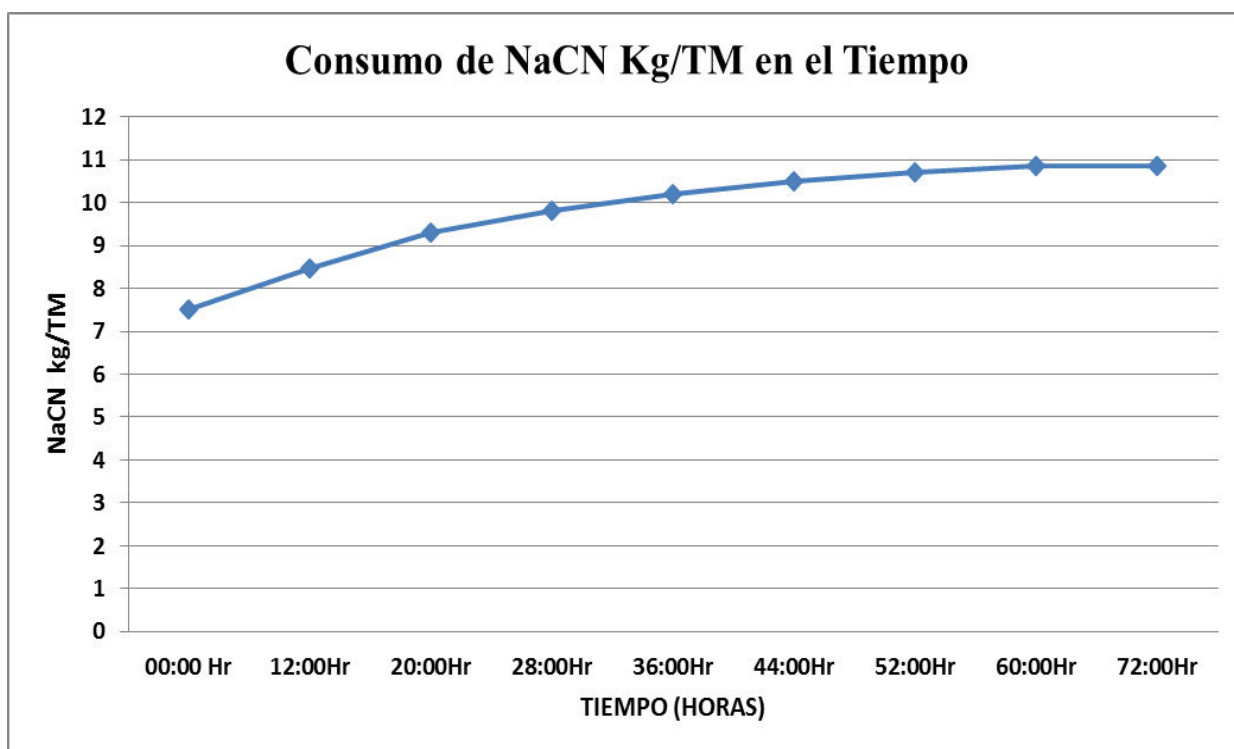
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.84
Peróxido de hidrógeno 50% ml	2
Acetato de Plomo 10% ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (S/L)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.5	15.00	0.5	7.5	11.84	2.0
12:00Hr	0.435	1.95	0.5	8.48	9.48	1.5
20:00Hr	0.445	1.65	0.5	9.30	10.44	1.0
28:00Hr	0.465	1.05	0.5	9.82	11.08	0.0
36:00Hr	0.475	0.75	0.5	10.20	10.67	0.5
44:00Hr	0.480	0.60	0.5	10.49	11.12	0.0
52:00Hr	0.485	0.45	0.5	10.72	10.83	0.5
60:00Hr	0.490	0.30	0.5	10.86	11.16	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	10.86	11.00	0.0

TABLA N° 14: CONTROL RATIOS DE CONSUMO REACTIVOS PRUEBA 01.



GRÁFICA N°28: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



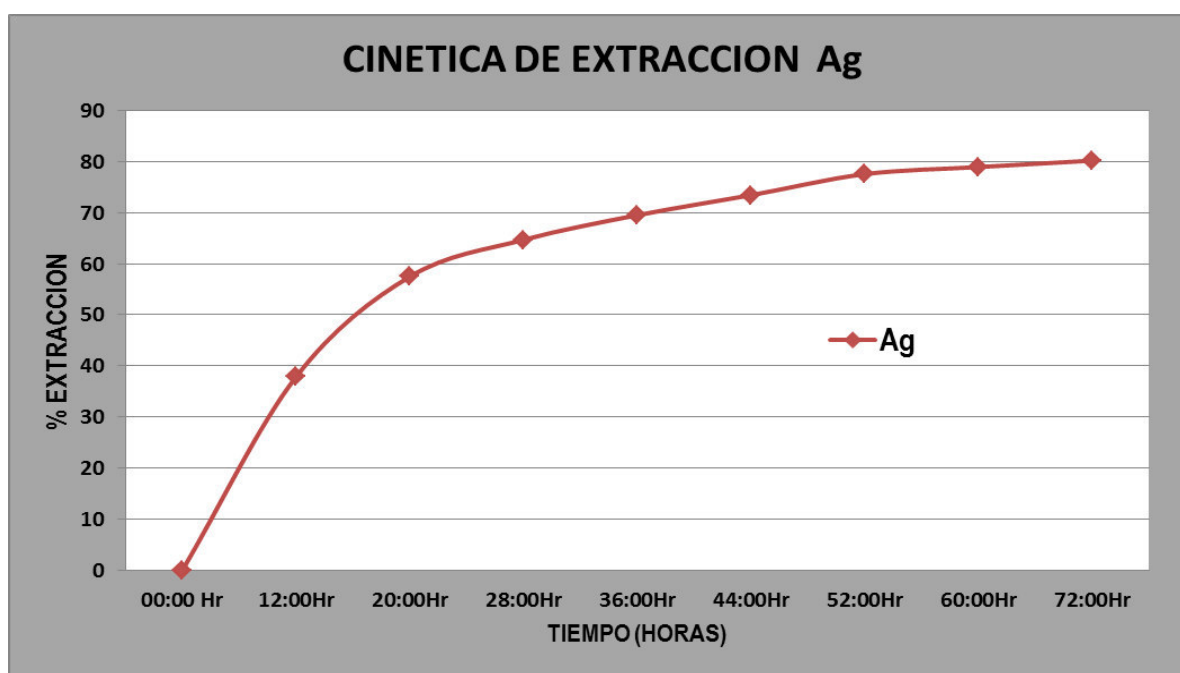
GRÁFICA N°29: CONSUMO DE NaCN Kg/TM EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.12.1 BALANCES METALÚRGICO PRIMERA PRUEBA

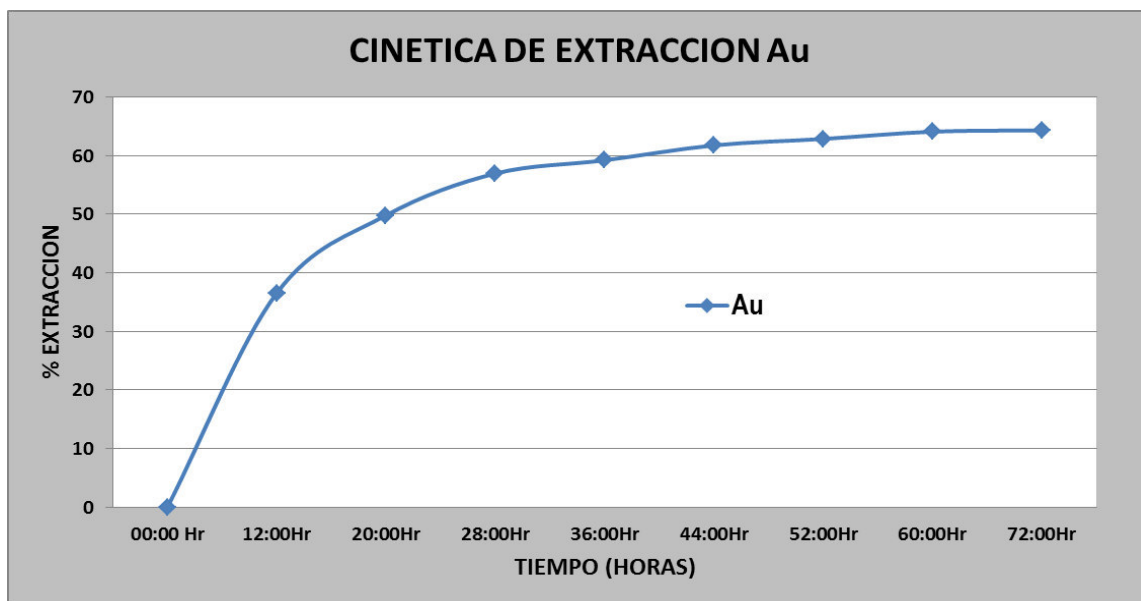
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00411326
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02821012

HORA DE CONTROL	LEY gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0.00	0.00	0.00	0.00
12:00Hr	0.501	129.97	36.54	37.92
20:00Hr	0.683	197.12	49.81	57.51
28:00Hr	0.781	221.75	56.96	64.70
36:00Hr	0.812	238.34	59.22	69.54
44:00Hr	0.847	251.78	61.78	73.46
52:00Hr	0.862	265.88	62.87	77.58
60:00Hr	0.879	270.66	64.11	78.97
72:00Hr	0.882	274.95	64.33	80.22

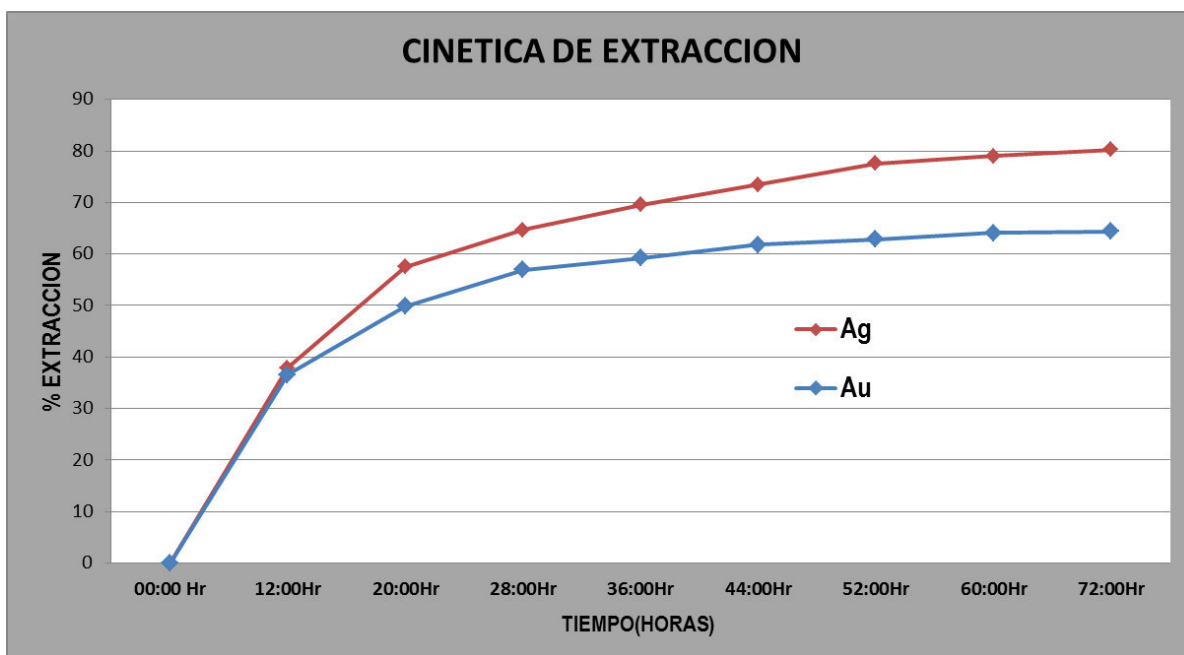
TABLA N° 15: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 30: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 31: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 32: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.12.2 RESUMEN PRUEBA METALÚRGICA

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCIÓN		RATIO DE CONSUMO (Kg/TM)			
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN	NaOH	H ₂ O ₂	Ac. de Plomo
0.060	15.00	0.05999	14.996	64.33	80.22	10.86	2.75	1.2	1.00

4.13 SEGUNDA PRUEBA CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5% H₂O₂ 3ml y

AC. PLOMO 10ml

PARÁMETROS

TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.79
Peróxido de hidrógeno 50 % ml	3
Acetato de Plomo 10 % ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00Hr	0.5	15.00	0.5	7.5	11.79	2.0
12:00Hr	0.440	1.80	0.5	8.40	9.51	1.5
20:00Hr	0.455	1.35	0.5	9.08	10.39	1.0
28:00Hr	0.460	1.20	0.5	9.68	11.03	0.0
36:00Hr	0.470	0.90	0.5	10.13	10.58	1.0
44:00Hr	0.480	0.60	0.5	10.43	11.06	0.0
52:00Hr	0.490	0.30	0.5	10.58	10.88	0.5
60:00Hr	0.495	0.15	0.5	10.65	11.06	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	10.65	10.98	0.0

TABLA N° 16: CONTROL RATIOS DE CONSUMO REACTIVOS PRUEBA 02

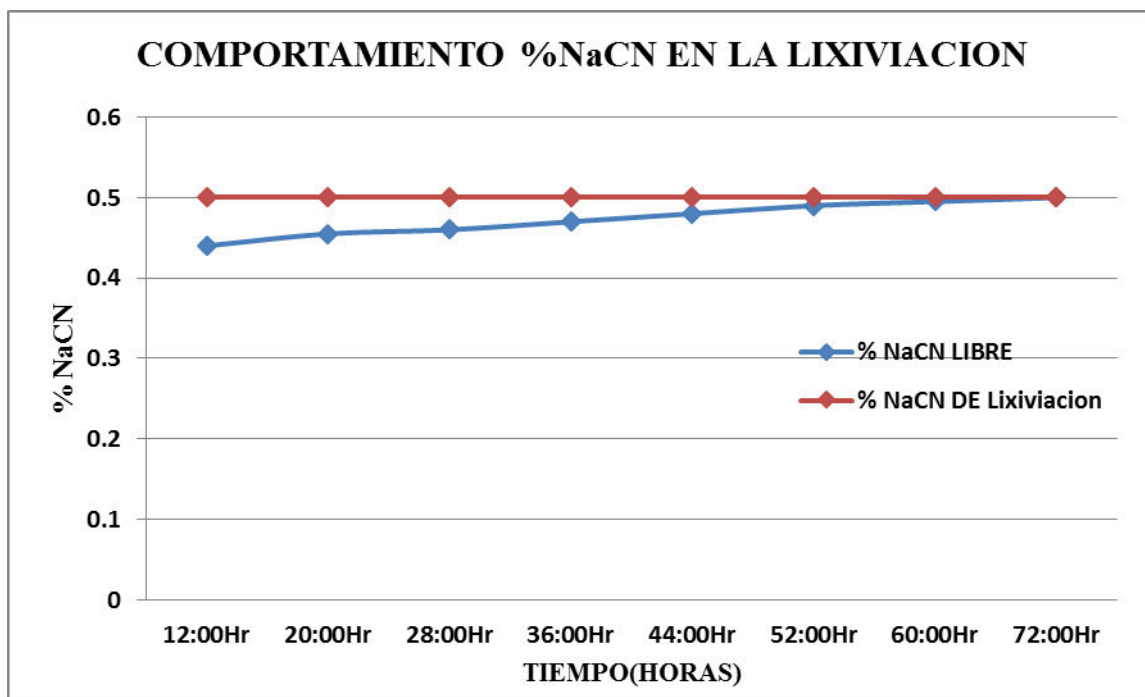


GRÁFICO N° 33: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

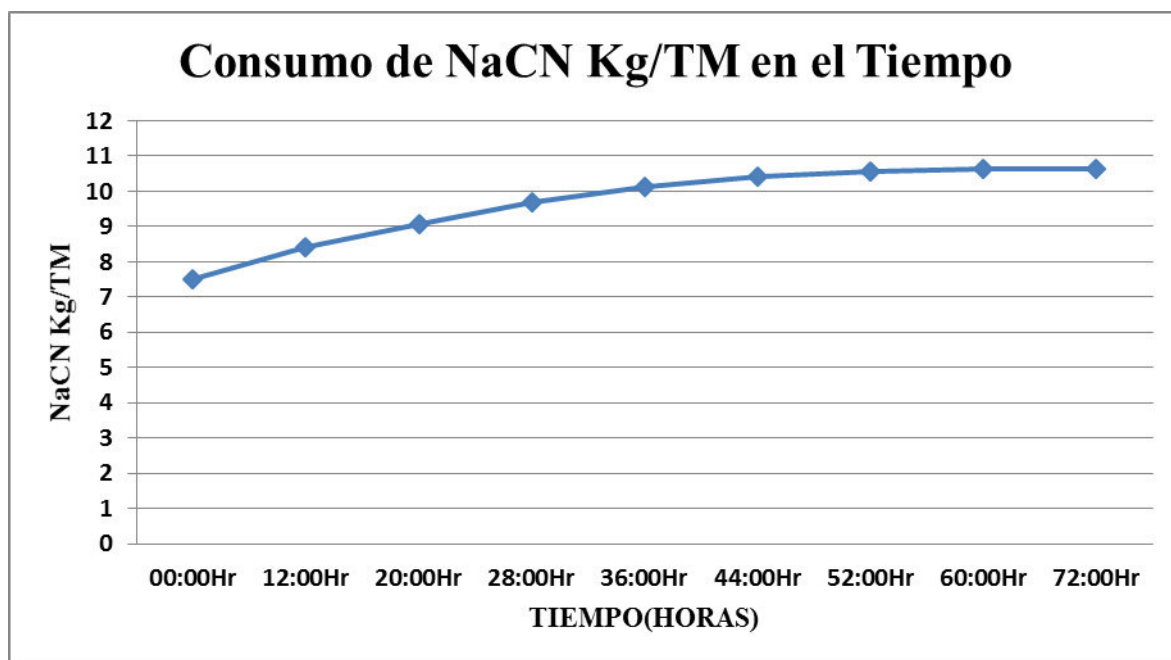


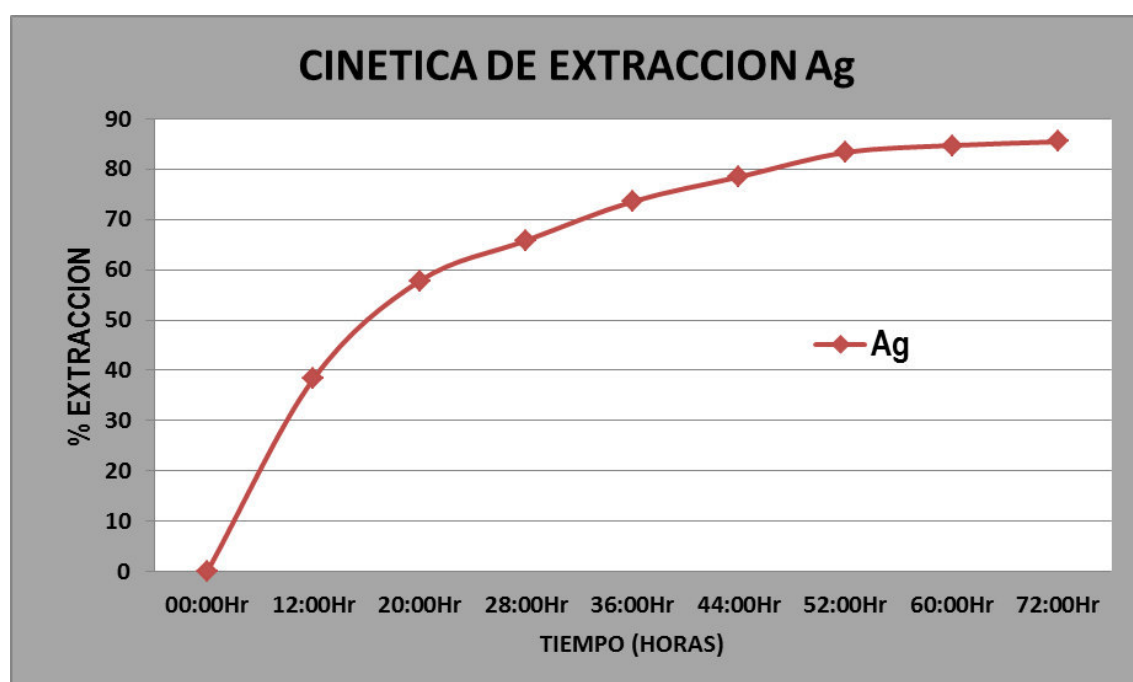
GRÁFICO N° 34: CONSUMO DE NaCN Kg/TM EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.13.1 BALANCES METALÚRGICOS SEGUNDA PRUEBA

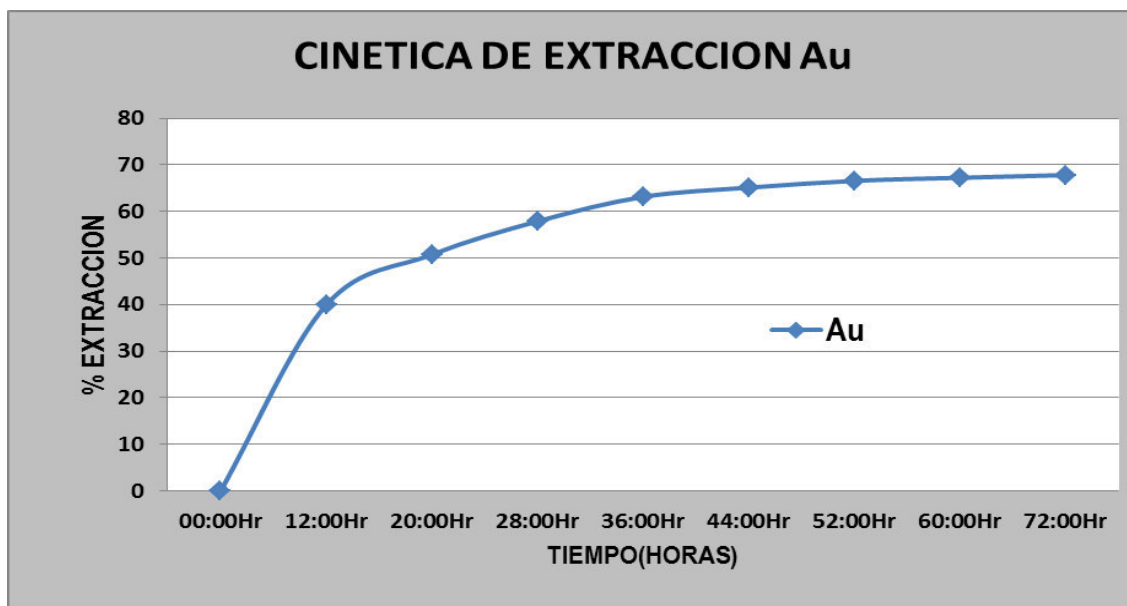
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00411028
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02817757

HORA DE CONTROL	LEY gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00Hr	0.00	0.00	0.00	0.00
12:00Hr	0.547	131.43	39.92	38.35
20:00Hr	0.695	198.11	50.73	57.80
28:00Hr	0.793	225.65	57.88	65.84
36:00Hr	0.865	252.12	63.13	73.56
44:00Hr	0.892	268.89	65.11	78.46
52:00Hr	0.912	285.54	66.56	83.31
60:00Hr	0.921	290.32	67.22	84.71
72:00Hr	0.929	292.88	67.81	85.46

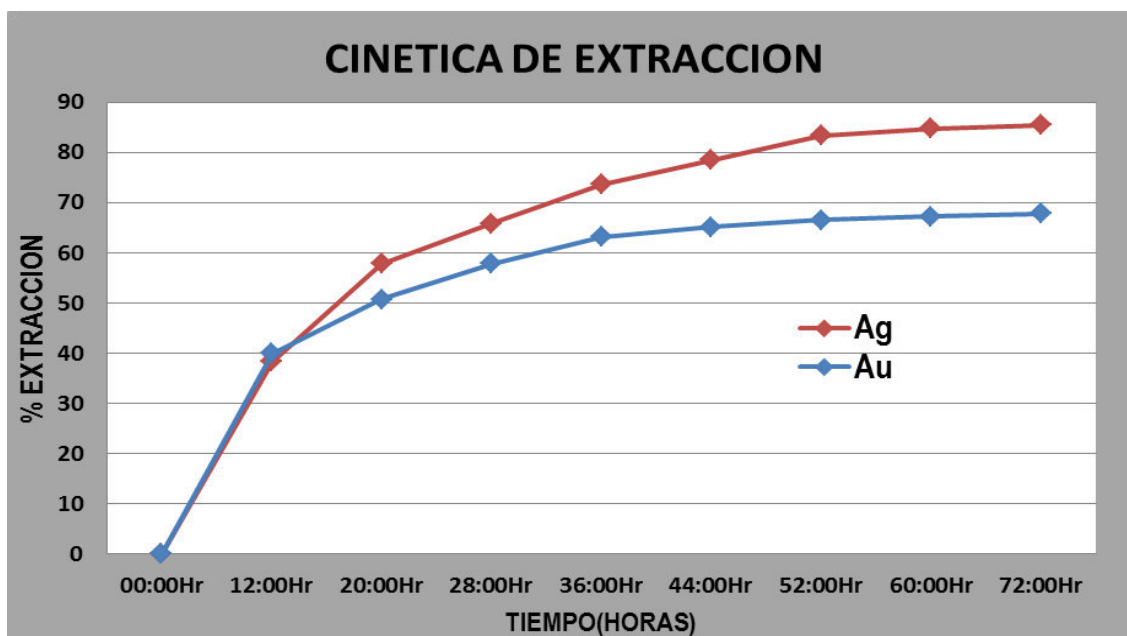
TABLA N° 17: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 35: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 36: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 37: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.13.2 RESUMEN DE PRUEBA METALÚRGICA

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCIÓN		RATIO DE CONSUMO (Kg/TM)			
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN	NaOH	H ₂ O ₂	Ac. de Plomo
0.060	15.00	0.0599	14.996	67.81	85.46	10.65	3.00	1.8	1.00

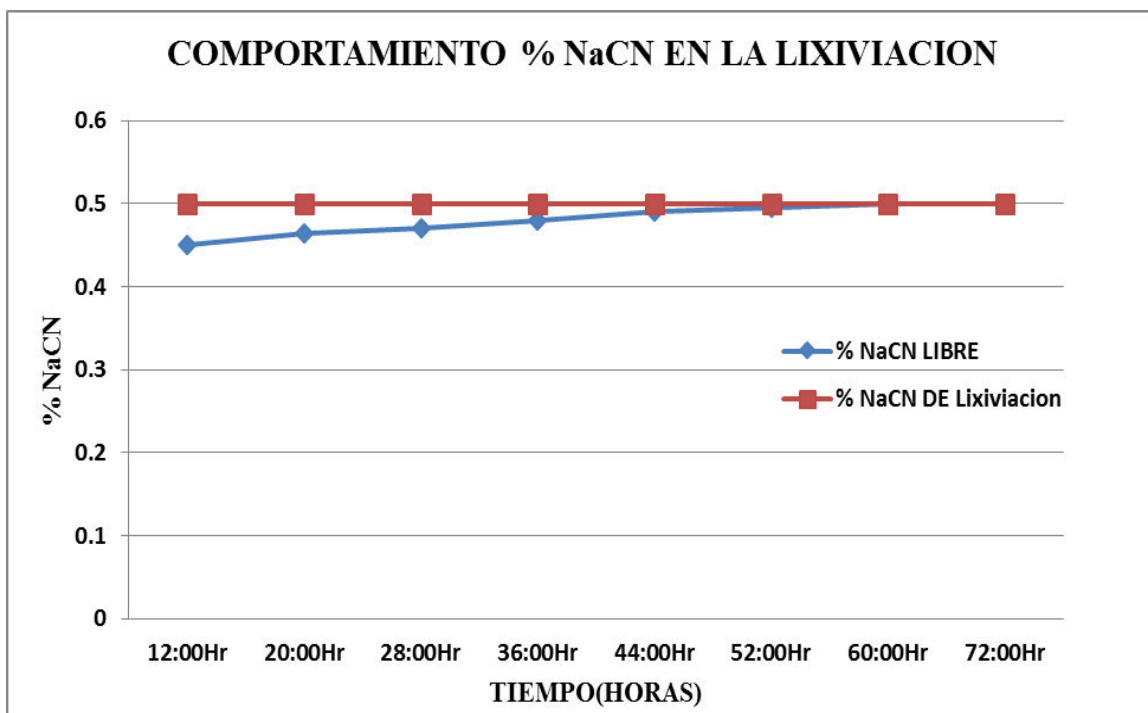
4.14 TERCERA PRUEBA CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5% H₂O₂ 4ml y

AC. PLOMO 10ml

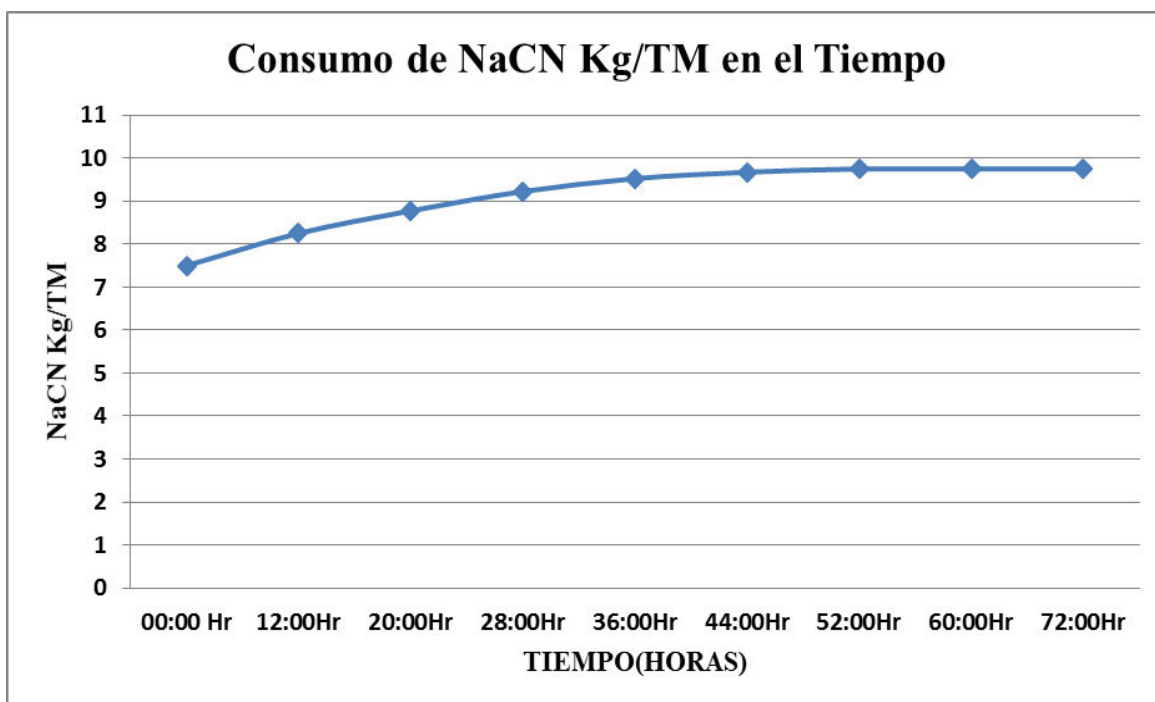
PARÁMETROS	
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.81
Peróxido de hidrógeno 50% ml	4
Acetato de Plomo 10% ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.5	15.00	0.5	7.5	11.81	2.0
12:00Hr	0.450	1.50	0.5	8.25	9.47	1.5
20:00Hr	0.465	1.05	0.5	8.78	10.46	1.0
28:00Hr	0.470	0.90	0.5	9.23	10.65	0.5
36:00Hr	0.480	0.60	0.5	9.53	10.68	1.0
44:00Hr	0.490	0.30	0.5	9.68	11.12	0.0
52:00Hr	0.495	0.15	0.5	9.75	10.82	0.5
60:00Hr	0.500	0.00	0.5	9.75	11.12	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	9.75	11.04	0.0

TABLA N° 18: CONTROL RATIOS DE CONSUMO REACTIVOS PRUEBA 03.



GRÁFICA N°38: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



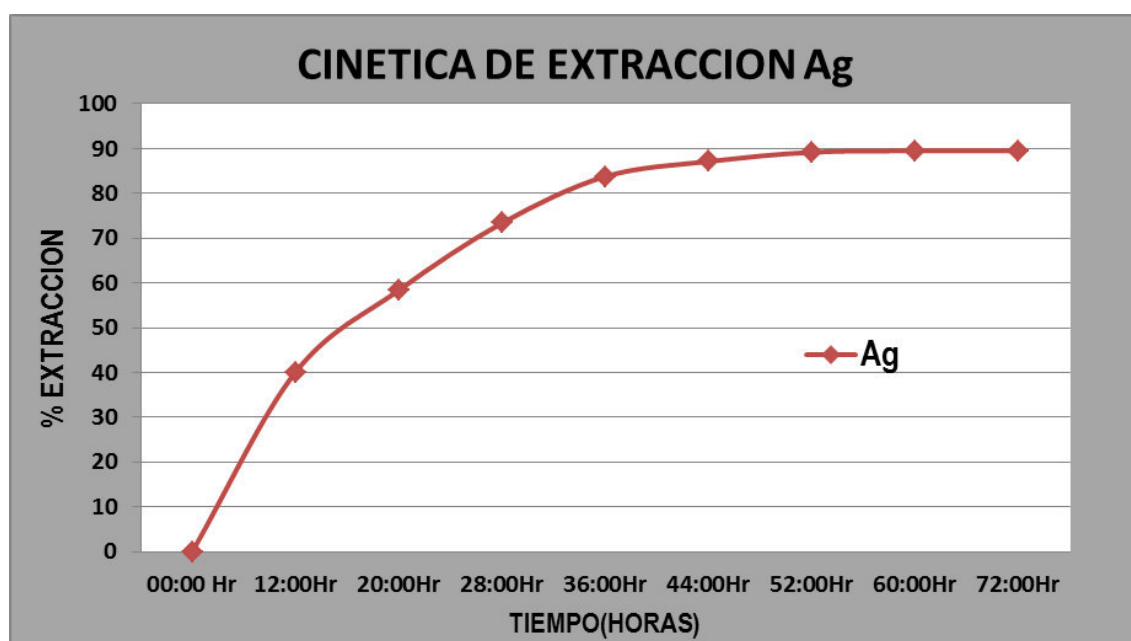
GRÁFICA N° 39: CONSUMO DE NaCN Kg/TM EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.14.1 BALANCES METALÚRGICOS TERCERA PRUEBA

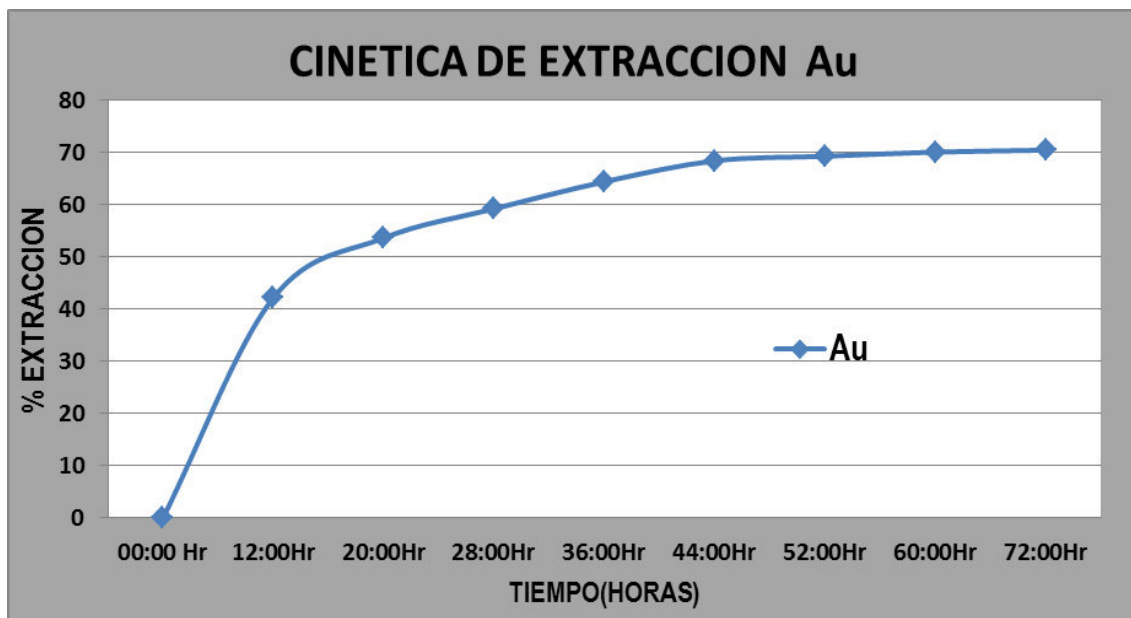
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00411458
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02844367

HORA DE CONTROL	LEY gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0.00	0.00	0.00	0.00
12:00Hr	0.579	137.41	42.22	40.08
20:00Hr	0.736	200.15	53.66	58.38
28:00Hr	0.813	251.63	59.28	73.40
36:00Hr	0.884	287.21	64.45	83.78
44:00Hr	0.939	298.76	68.46	87.15
52:00Hr	0.951	305.83	69.34	89.21
60:00Hr	0.962	306.89	70.14	89.52
72:00Hr	0.967	306.91	70.51	89.53

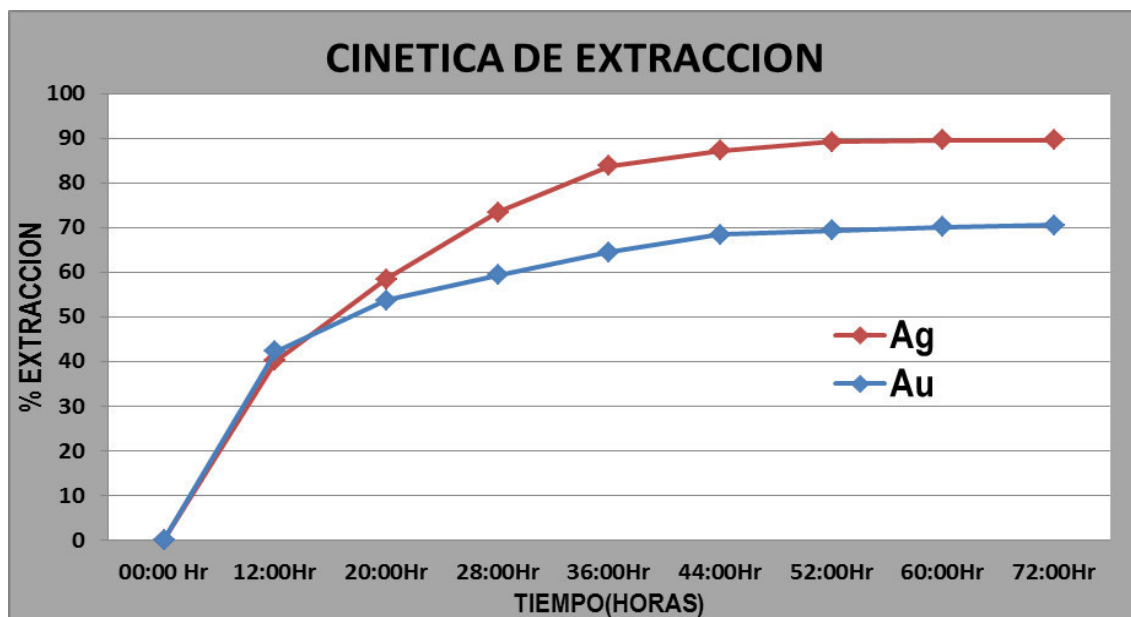
TABLA N° 19: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N°40: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N°41: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 42: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.14.2 RESUMEN DE PRUEBA METALÚRGICA

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCIÓN		RATIO DE CONSUMO (Kg/TM)			
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN	NaOH	H ₂ O ₂	Ac. de Plomo
0.060	15.00	0.06001	14.9998	70.51	89.53	9.75	3.25	2.4	1.00

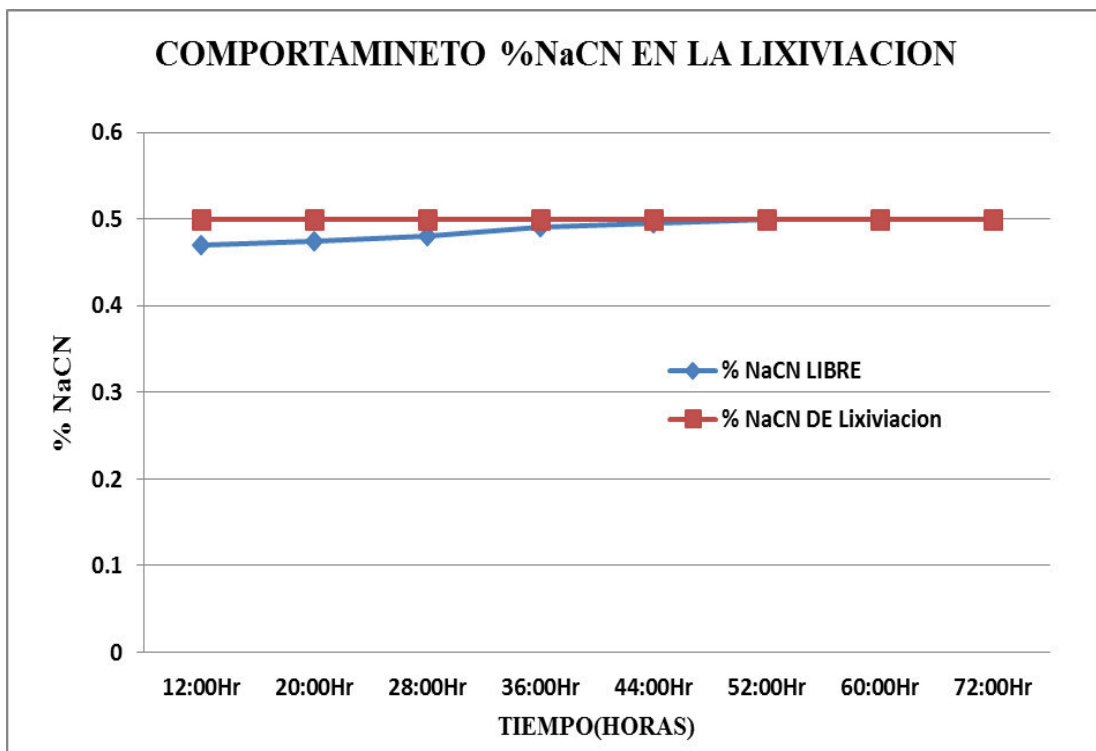
4.15 CUARTA PRUEBA CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5% H₂O₂ 5ml y

AC. PLOMO 10ml

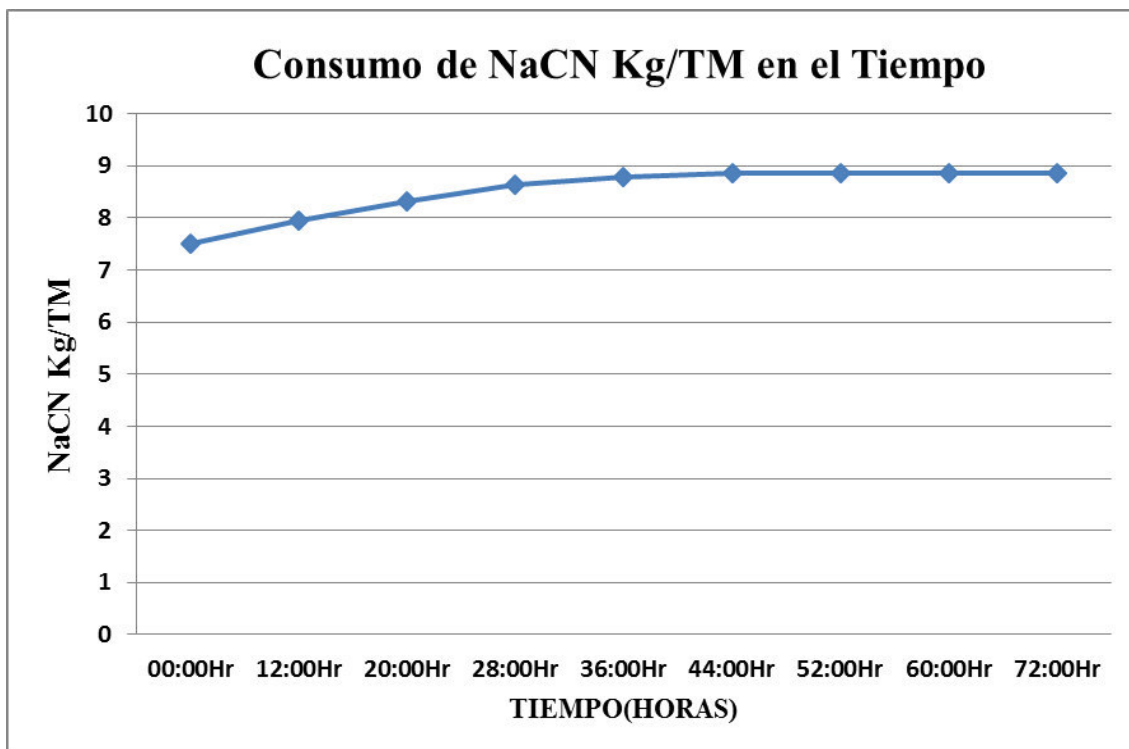
PARÁMETROS	
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.8
Peróxido de hidrógeno 50% ml	5
Acetato de Plomo 10% ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00Hr	0.5	15.00	0.5	7.5	11.85	2.0
12:00Hr	0.470	0.90	0.5	7.95	9.73	1.5
20:00Hr	0.475	0.75	0.5	8.32	10.48	1.0
28:00Hr	0.480	0.60	0.5	8.62	11.08	0.0
36:00Hr	0.490	0.30	0.5	8.77	10.56	1.0
44:00Hr	0.495	0.15	0.5	8.85	11.35	0.0
52:00Hr	0.500	0.00	0.5	8.85	11.24	0.0
60:00Hr	0.500	0.00	0.5	8.85	11.06	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	8.85	10.92	0.0

TABLA N° 20: CONTROL RATIOS DE CONSUMO REACTIVOS PRUEBA 04.



GRÁFICA N°43: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.



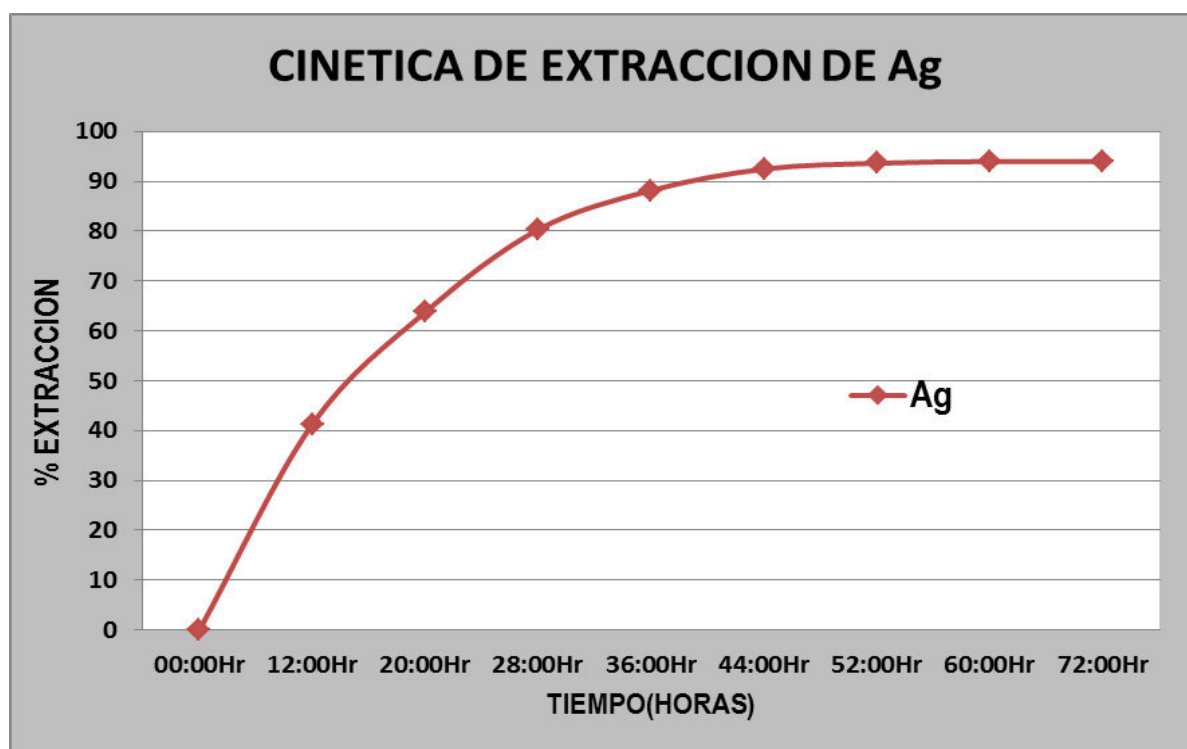
GRÁFICA N°44: CONSUMO DE NaCN Kg/TM EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.15.1 BALANCES METALÚRGICOS CUARTA PRUEBA

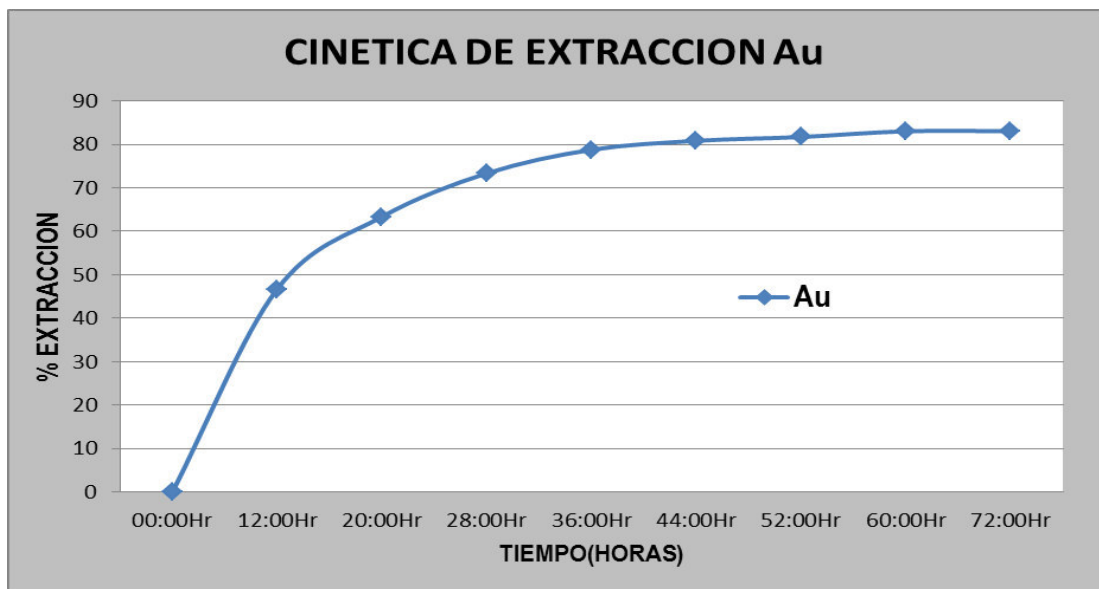
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00408249
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02834164

HORA DE CONTROL	LEY gr/m3		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00Hr	0.00	0.00	0.00	0.00
12:00Hr	0.64	141.48	46.66	41.27
20:00Hr	0.86	218.64	63.34	63.78
28:00Hr	1.00	275.32	73.34	80.32
36:00Hr	1.07	302.23	78.78	88.17
44:00Hr	1.10	316.93	80.83	92.46
52:00Hr	1.11	320.91	81.71	93.62
60:00Hr	1.13	322.12	83.04	93.97
72:00Hr	1.13	322.12	83.04	93.97

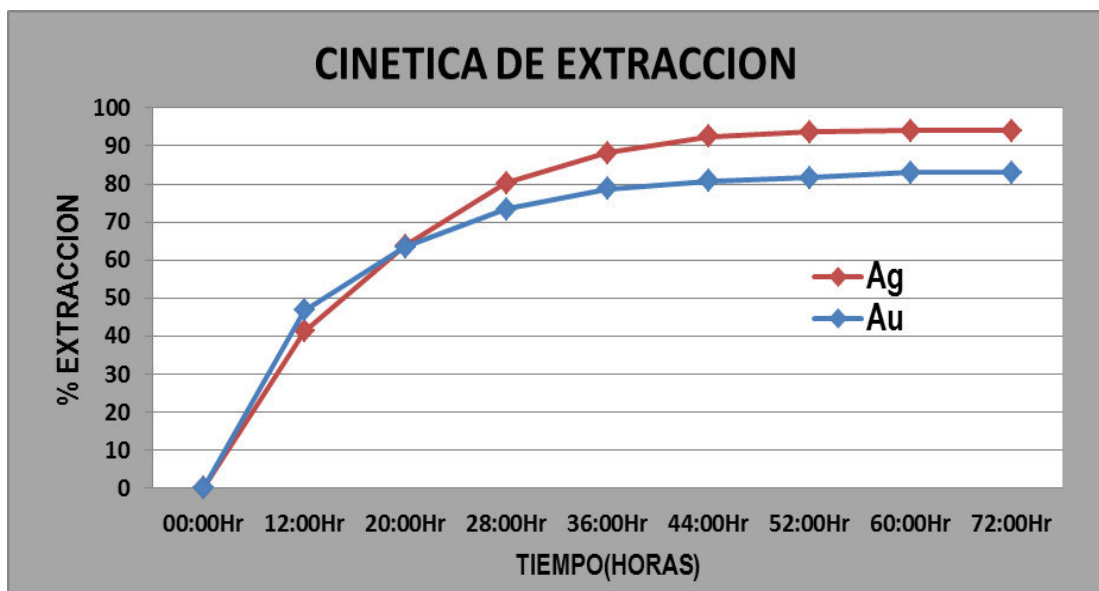
TABLA N° 21: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N°45: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 46: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 47: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.15.2 RESUMEN DE PRUEBA METALÚRGICA

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCIÓN		RATIO DE CONSUMO (Kg/TM)			
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN	NaOH	H ₂ O ₂	Ac. de Plomo
0.060	15.00	0.05954	14.998	83.04	93.97	8.85	2.75	3.0	1.00

4.16 QUINTA PRUEBA CONCENTRACIÓN DE NaCN AL 0,5 % H₂O₂ 7 ml y

AC. PLOMO 10ml

PARÁMETROS	
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	72 HORAS
pH Natural	6
PESO MINERAL (kg)	2.00
AGUA (L)	3.00
NaCN (gr)	15.0
NaOH (gr)	2.0
CONCENTRACIÓN %	0.5
pH	11.78
Peróxido de hidrógeno 50% ml	7
Acetato de Plomo 10% ml	10
% SÓLIDO	40.0
% LÍQUIDO	60.0
R (L/S)	1.5
Densidad Pulpa (gr/L)	1330
RPM DEL AGITADOR	146
Granulometría -200M %	95.4

HORA DE CONTROL	% NaCN LIBRE	NaCN (gr) COMPENSADO	% NaCN DE Lixiviación	CONSUMO DE NaCN Kg/TM	pH	NaOH (gr)
00:00 Hr	0.5	15.00	0.5	7.5	11.80	2.0
12:00Hr	0.450	1.50	0.5	8.25	9.62	1.5
20:00Hr	0.460	1.20	0.5	8.85	10.51	1.0
28:00Hr	0.470	0.90	0.5	9.30	10.88	0.5
36:00Hr	0.480	0.60	0.5	9.60	10.75	1.0
44:00Hr	0.495	0.15	0.5	9.67	11.42	0.0
52:00Hr	0.500	0.00	0.5	9.67	11.35	0.0
60:00Hr	0.500	0.00	0.5	9.67	11.22	0.0
72:00Hr	0.500	0.00	0.5	9.67	11.01	0.0

TABLA N° 22: CONTROL RATIOS DE CONSUMO REACTIVOS PRUEBA 05.

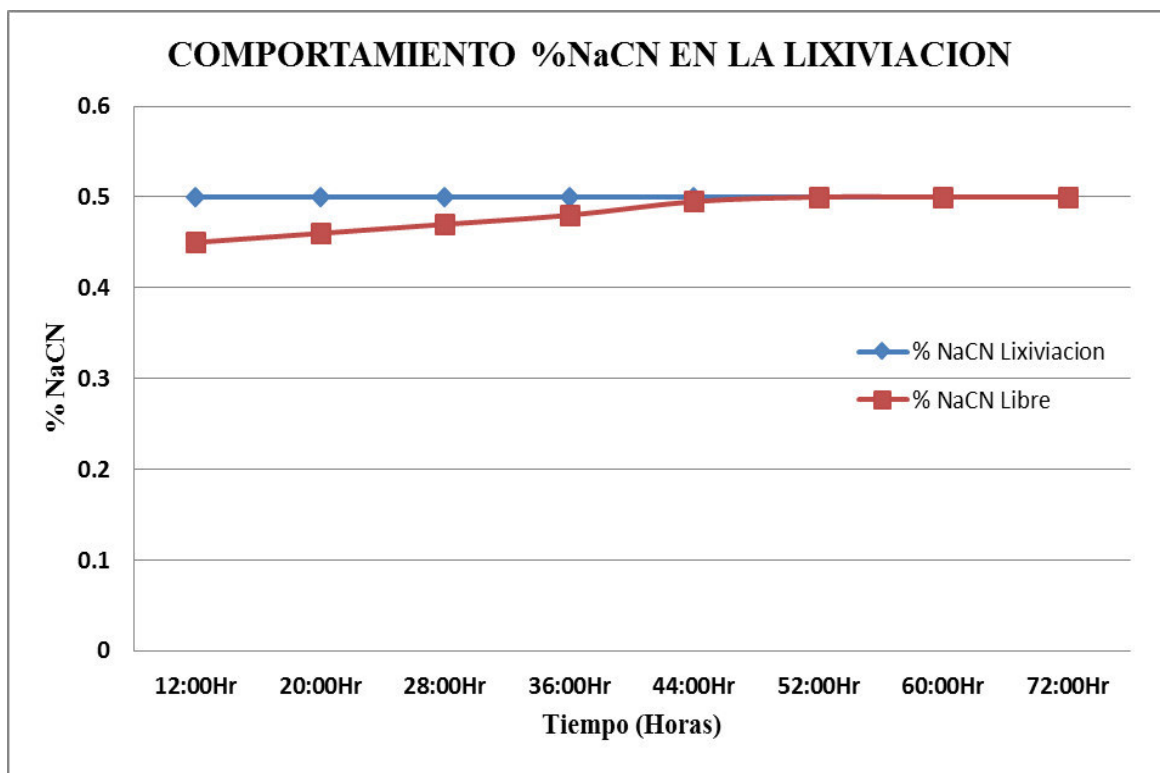


GRÁFICO N° 48: COMPORTAMIENTO % NaCN EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

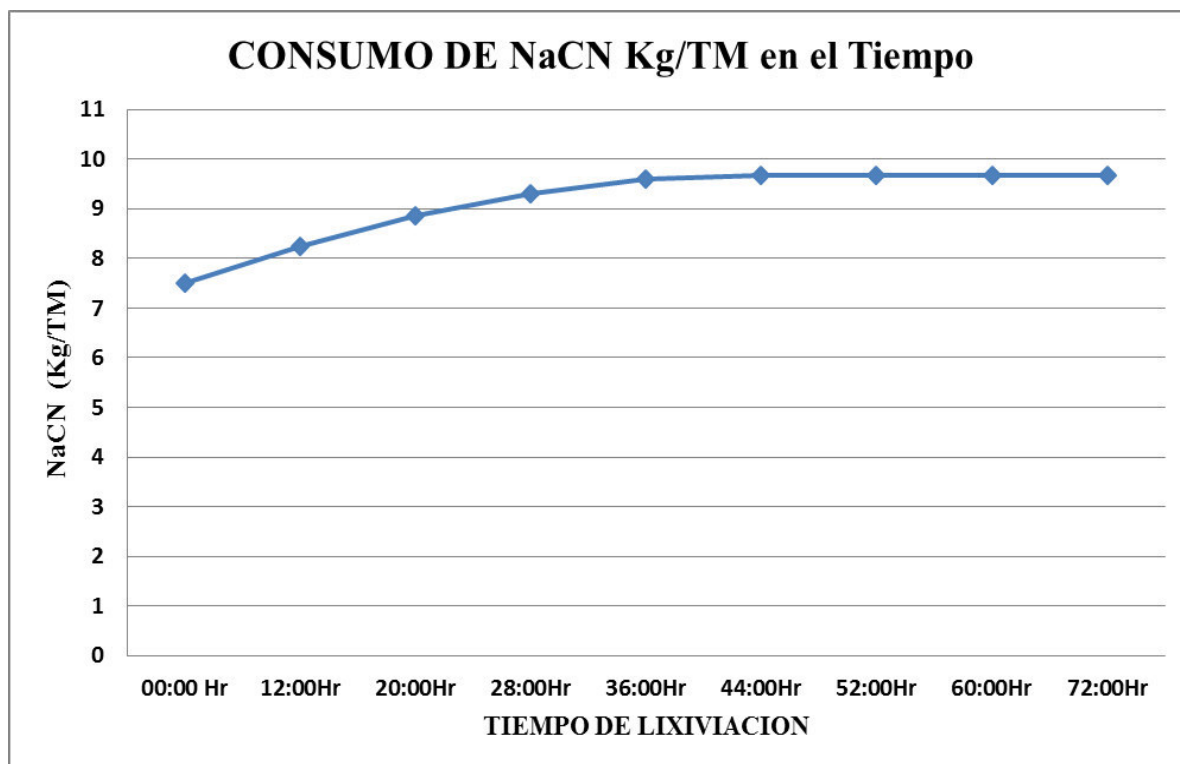


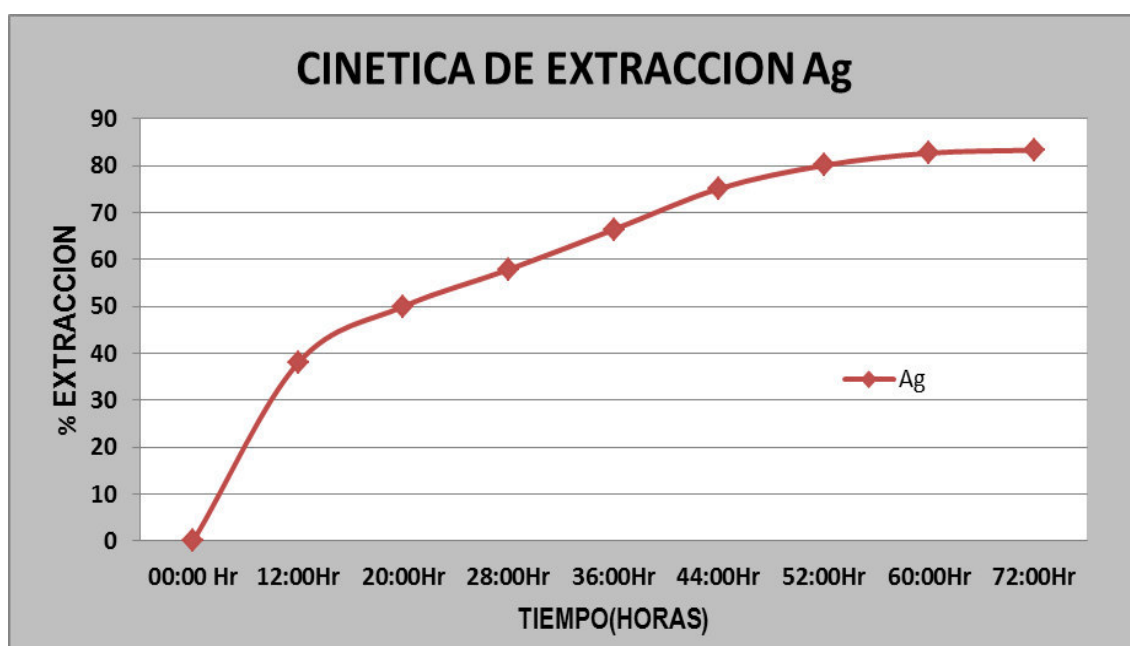
GRÁFICO N° 49: CONSUMO DE NaCN Kg/TM EN EL TIEMPO LIXIVIACIÓN.

4.16.1 BALANCES METALÚRGICOS QUINTA PRUEBA

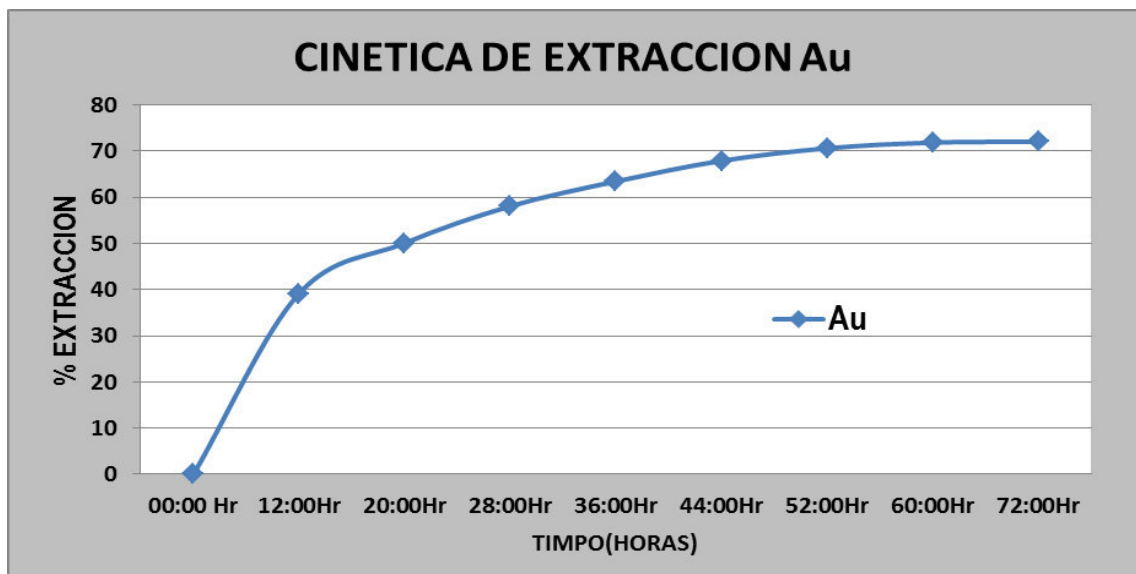
CABEZA ANALIZADA			MUESTRA (gr) MINERAL CALCULADO	
Ley Ag	15.000	Onz/Tc	Au en Muestra	0.00409101
Ley Au	0.060	Onz/Tc	Ag en Muestra	1.02875797

HORA DE CONTROL	LEY gr/m ³		% EXTRACCIÓN	
	Au	Ag	Au	Ag
00:00 Hr	0	0	0.00	0.00
12:00Hr	0.534	130.470	39.16	38.05
20:00Hr	0.683	171.510	50.09	50.01
28:00Hr	0.792	198.490	58.08	57.88
36:00Hr	0.865	227.770	63.43	66.42
44:00Hr	0.926	257.560	67.90	75.11
52:00Hr	0.963	274.620	70.62	80.08
60:00Hr	0.98	283.570	71.86	82.69
72:00Hr	0.982	285.760	72.01	83.33

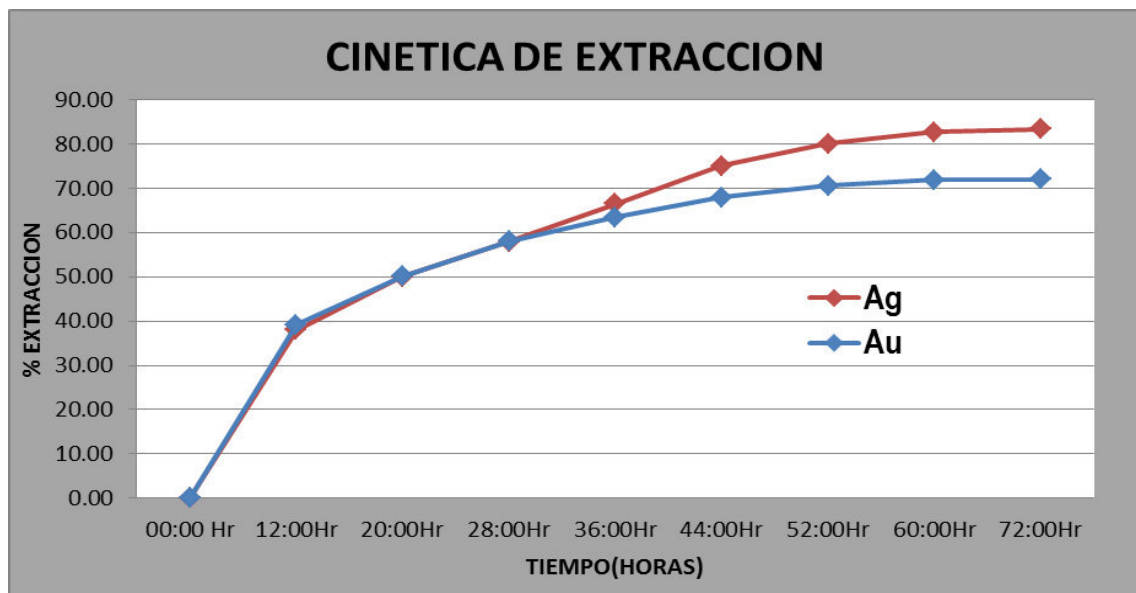
TABLA N° 23: BALANCE DE % EXTRACCIÓN DE Au Y Ag.



GRÁFICA N° 50: CINÉTICA EXTRACCIÓN Ag.



GRÁFICA N° 51: CINÉTICA EXTRACCIÓN Au.



GRÁFICA N° 52: COMPARACIÓN DE CINÉTICA DE EXTRACCIÓN Ag Y Au.

4.16.2 RESUMEN DE PRUEBA METALÚRGICA

LEY CABEZA ANALIZADA		LEY CABEZA CALCULADA		% EXTRACCIÓN		RATIO DE CONSUMO (Kg/TM)			
Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au (Oz/Tc)	Ag (Oz/Tc)	Au	Ag	NaCN	NaOH	H ₂ O ₂	Ac. de Plomo
0.060	15.00	0.05967	15.004	72.01	83.33	9.67	3.00	4.2	1.00

4.17 BALANCE ECONÓMICO PARA Ag PRUEBA EM-LT2

4.17.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL RELAVE SULFURO

Muestra	EM-LTE2	Unidades		
Ley Ag	15,000	Onz/Tc	514,20	gr/TM
Ley Au	0,060	Onz/Tc	2,06	gr/TM
Peso Muestra	2000	gr.		
Volumen Solución	3	l.		
Tiempo de Prueba	72	hr.		
Cantidad a tratar	774,08	TM.		
Ag Total	398032	gr.	12797,22	Onz troy
Capacidad Planta	40	TM/día		
Tiempo de Proceso	19,352	Día	0,65	Meses

4.17.2 CUADRO DE RESUMEN DE LA PRUEBA EM-LT2

Concentración % NaCN	% Extracción Ag	Cabeza Calculada	Ag Recuperada (Onza)	Consumo NaCN (Kg/TM)	Cons. Total NaCN (Kg)	Consumo NaOH (Kg/TM)	Cons. Total NaOH (Kg)
0.50	83.33	15.0044	10664.1223	9.67	7,485.74	3.0	2,322.24
0.50	93.97	14.9983	12025.8882	8.85	6,848.29	2.8	2,128.72
0.50	89.53	14.9998	11456.9079	9.75	7,547.28	3.3	2,515.76
0.50	85.46	14.9959	10935.9996	10.65	8,243.95	3.0	2,322.24
0.50	80.22	14.9964	10266.1769	10.86	8,410.09	2.8	2,128.72

Peróxido de Hidrogeno al 50%	Acetato de Plomo al 10%	Cons. Peróxido de Hidrogeno (Kg/TM)	Cons. Acetato de Plomo (Kg/TM)
7 ml	10 ml	4.2	1
5 ml	10 ml	3.0	1
4 ml	10 ml	2.4	1
3 ml	10 ml	1.8	1
2 ml	10 ml	1.2	1

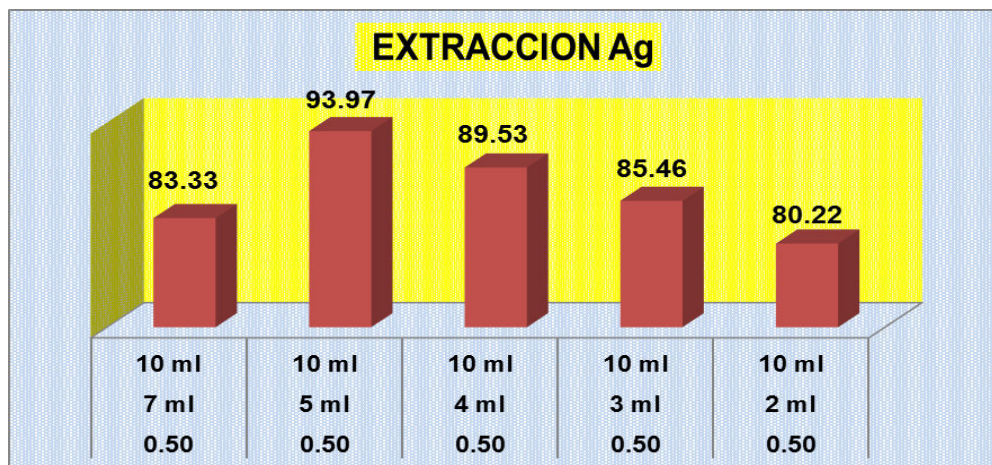


FIGURA 6: Influencia del acetato de plomo, peróxido de hidrógeno y NaCN en la Extracción de Ag.

4.17.3 EVALUACIÓN DE RENTABILIDAD ECONÓMICA PARA Ag

Tipo de Cambio		2.84				
Precio inter.		17.96 \$/onz		51.0064 S./onz		
Prueba		1	2	3	4	5
Ingresos						
Plata producida (onz)		10664.12	12025.89	11456.91	10936.00	10266.18
Importe (\$)		191527.64	215984.95	205766.07	196410.55	184380.54
Importe (S/.)		543938.49	613397.26	584375.63	557805.97	523640.72
Egresos	S./TM					
Cianuro Sodio	15.62	116,927.27	106,970.22	117,888.51	128,770.53	131,365.59
Soda Caústica	2.44	5,671.84	5,199.19	6,144.49	5,671.84	5,199.19
Peróxido de Hidrogeno	1.62	5,262.94	3,759.24	3,007.39	2,255.55	1,503.70
Acetato de Plomo	17.36	13,438.03	13,438.03	13,438.03	13,438.03	13,438.03
Insumos (Bolas)	12.58	9,737.93	9,737.93	9,737.93	9,737.93	9,737.93
Personal	32.53	25,176.95	25,176.95	25,176.95	25,176.95	25,176.95
Energía	33.22	25,714.94	25,714.94	25,714.94	25,714.94	25,714.94
Caja Chica	11.42	8,839.99	8,839.99	8,839.99	8,839.99	8,839.99
Almacén	26.82	20,760.83	20,760.83	20,760.83	20,760.83	20,760.83
Otros (locales y varios)		11,576.54	11,576.54	11,576.54	11,576.54	11,576.54
Costo Mineral		145,376.42	145,376.42	145,376.42	145,376.42	145,376.42
TOTAL EGRESOS		388,483.67	376,550.27	387,662.02	397,319.53	398,690.09
Utilidad		155454.82	236846.99	196713.61	160486.43	124950.63
Ingreso Mensual (S/.)		240990.32	367166.69	304950.82	248790.46	193701.89
Ingreso Mensual (\$.)		84855.75	129284.05	107377.05	87602.28	68204.89

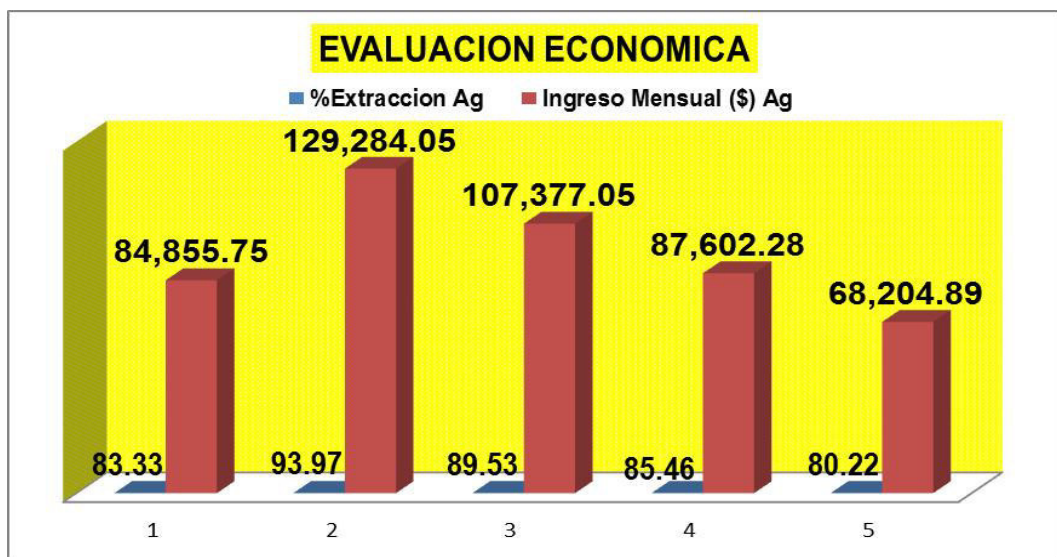


FIGURA 7: Evaluación económica en función a la Extracción.

4.18 BALANCE ECONÓMICO PARA Au PRUEBA EM-LT2

4.18.1 CARACTERIZACIÓN DEL RELAVE SULFURO

Muestra	EM-LTE2	Unidades		
Ley Ag	15,000	Onz/Tc	514,20	gr/TM
Ley Au	0,060	Onz/Tc	2,06	gr/TM
Peso Muestra	2000	gr.		
Volumen Solución	3	l.		
Tiempo de Prueba	72	hr.		
Cantidad a tratar	774,08	TM.		
Au Total	1592	gr.	51,19	Onz troy
Capacidad Planta	40	TM/día		
Tiempo de Proceso	19,352	Día	0,65	Meses

4.18.2 CUADRO DE RESUMEN DE LA PRUEBA EM-LT2

Concentración %NaCN	% Extracción Au	Cabeza Calculada	Au Recuperada (Onz)	Consumo NaCN (Kg/TM)	Cons. Total NaCN (Kg)	Consumo NaOH (Kg/TM)	Cons. Total NaOH (Kg)
0.50	72.01	0.0597	36.8619	9.67	7485.74	2.75	2128.72
0.50	83.04	0.0595	42.5060	8.85	6848.29	2.75	2128.72
0.50	70.51	0.0600	36.0909	9.75	7547.28	3.00	2322.24
0.50	67.81	0.0599	34.7089	10.65	8243.95	3.00	2322.24
0.50	64.33	0.0600	32.9290	10.86	8410.09	2.75	2128.72

Peróxido de Hidrogeno al 50%	Acetato de Plomo al 10%	Cons. Peróxido de Hidrogeno (Kg/TM)	Cons. Acetato de Plomo (Kg/TM)
7 ml	10 ml	4.2	1
5 ml	10 ml	3.0	1
4 ml	10 ml	2.4	1
3 ml	10 ml	1.8	1
2 ml	10 ml	1.2	1

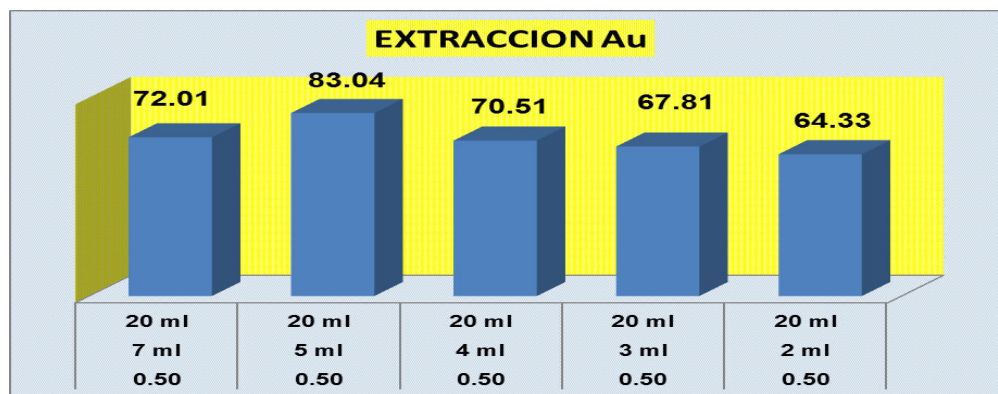


FIGURA 8: Influencia del acetato de plomo, peróxido de hidrógeno y NaCN en la Extracción de Au.

4.18.3 EVALUACIÓN DE RENTABILIDAD ECONÓMICA PARA Au

Tipo de Cambio		2,84				
Precio inter.		1265 \$/onz		3592,6 S./onz		
Prueba		1	2	3	4	5
Ingresos						
Oro producida (onz)		36,86	42,51	36,09	34,71	32,93
Importe (\$)		46.630,26	53.770,03	45.655,02	43.906,79	41.655,21
Importe (S/.)		132.429,94	152.706,89	129.660,25	124.695,27	118.300,80
Utilidad (\$) Mensual		72.287,51	83.355,78	70.775,66	68.065,50	64.575,05
ESTOS GASTOS NO SE CONSIDERAN YA QUE EL MATERIAL FUE COMPRADO POR PLATA Y EL ORO ES UN SUB PRODUCTO QUE NOS DA UTILIDADES EXTRAS						
Egresos	S./TM					
Cianuro Sodio		116.927,27	106.970,22	117.888,51	128.770,53	131.365,59
Soda Caústica		5.199,19	5.199,19	5.671,84	5.671,84	5.199,19
Peróxido		5.262,94	3.759,24	3.007,39	2.255,55	1.503,70
Acetato de Plomo		13.438,03	13.438,03	13.438,03	13.438,03	13.438,03
Insumos (Bolas)	12,58	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93	9.737,93
Personal	32,53	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95	25.176,95
Energía	33,22	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94	25.714,94
Caja Chica	11,42	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99	8.839,99
Almacén	26,82	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83	20.760,83
Otros (locales y varios)		11.552,90	11.552,90	11.552,90	11.552,90	11.552,90
Costo Mineral		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
TOTAL EGRESOS		242.610,96	231.150,22	241.789,31	251.919,48	253.290,04
Utilidad		-110.181,02	-78.443,33	-112.129,06	-127.224,21	-134.989,24
Ingreso Mensual (S/.)		-170.805,63	-121.604,99	-173.825,54	-197.226,45	-209.264,01
Ingreso Mensual (\$.)		-60.142,83	-42.818,66	-61.206,18	-69.445,93	-73.684,51

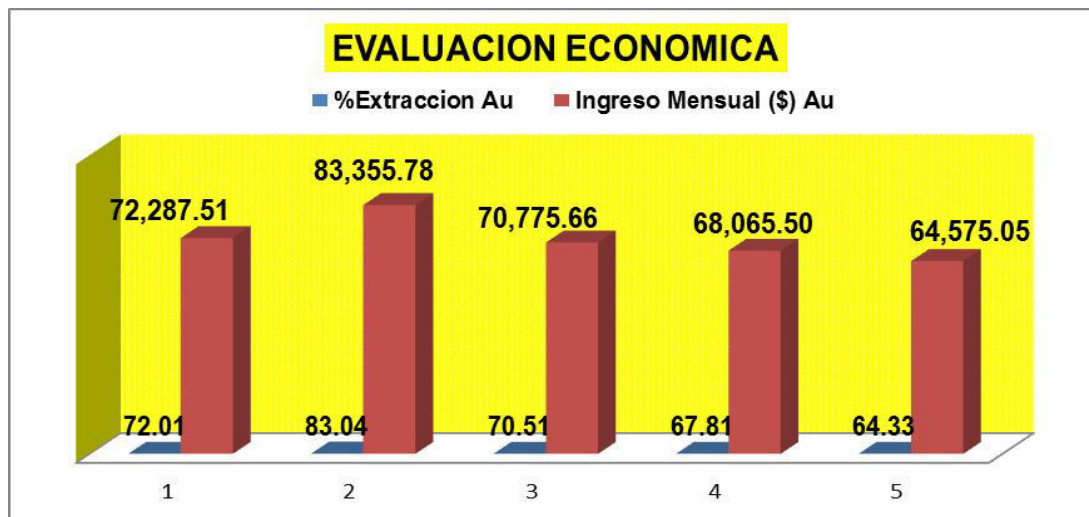


FIGURA 9: Evaluación económica en función a la Extracción.

4.19 CUADRO DE RESUMEN COMPARATIVO DE LA RENTABILIDAD ECONOMICA DE Ag Y Au

Concentración %NaCN	Consumo Peróxido de hidrogeno (Kg/TM)	Consumo Acetato de Plomo (Kg/TM)	% Extracción Ag	% Extracción Au	Ingreso Mensual Ag (\$)	Ingreso Mensual Au (\$)	Ingreso Total Al Mes (\$)
0.50	4.2	1.0	83.33	72.01	84,855.75	72,287.51	157,143.25
0.50	3.0	1.0	93.97	83.04	129,284.05	83,355.78	212,639.82
0.50	2.4	1.0	89.53	70.51	107,377.05	70,775.66	178,152.71
0.50	1.8	1.0	85.46	67.81	87,602.28	68,065.50	155,667.78
0.50	1.2	1.0	80.22	64.33	68,204.89	64,575.05	132,779.94

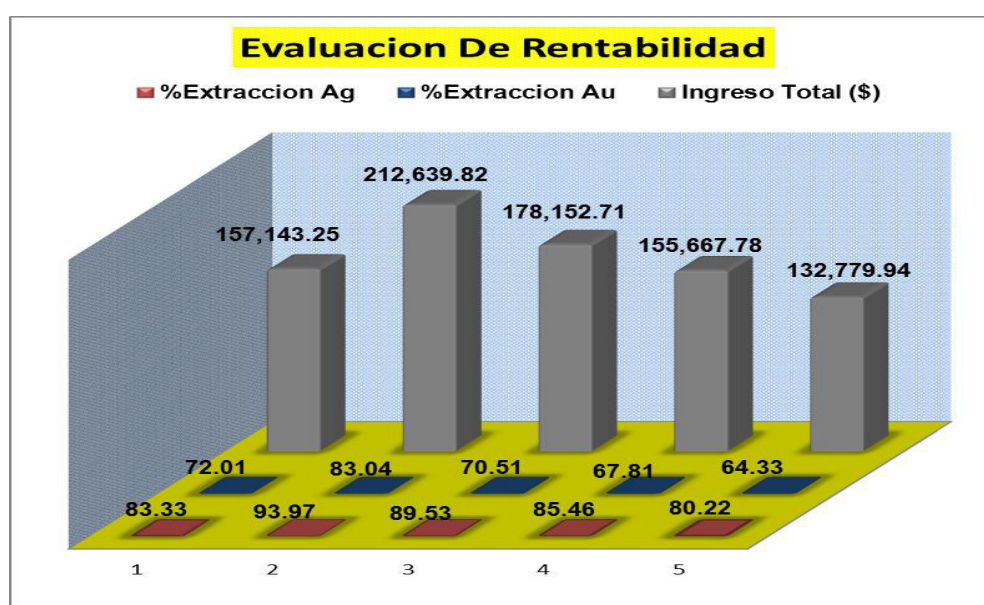
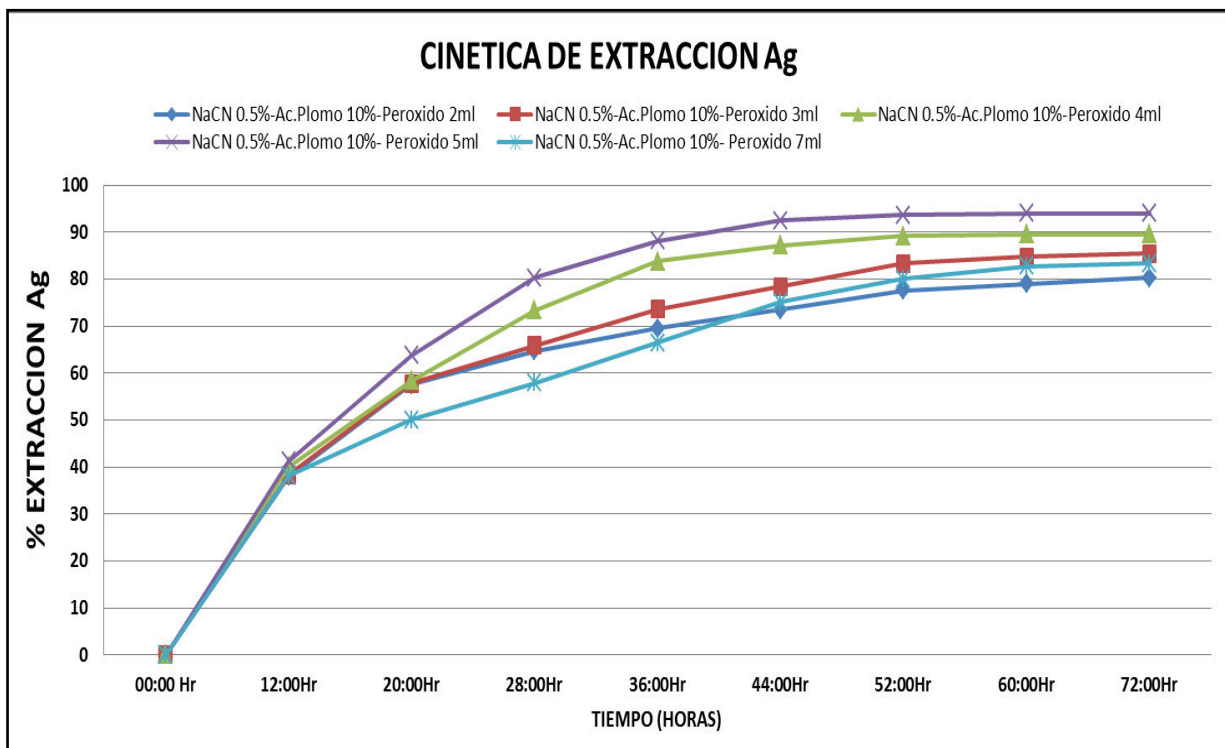
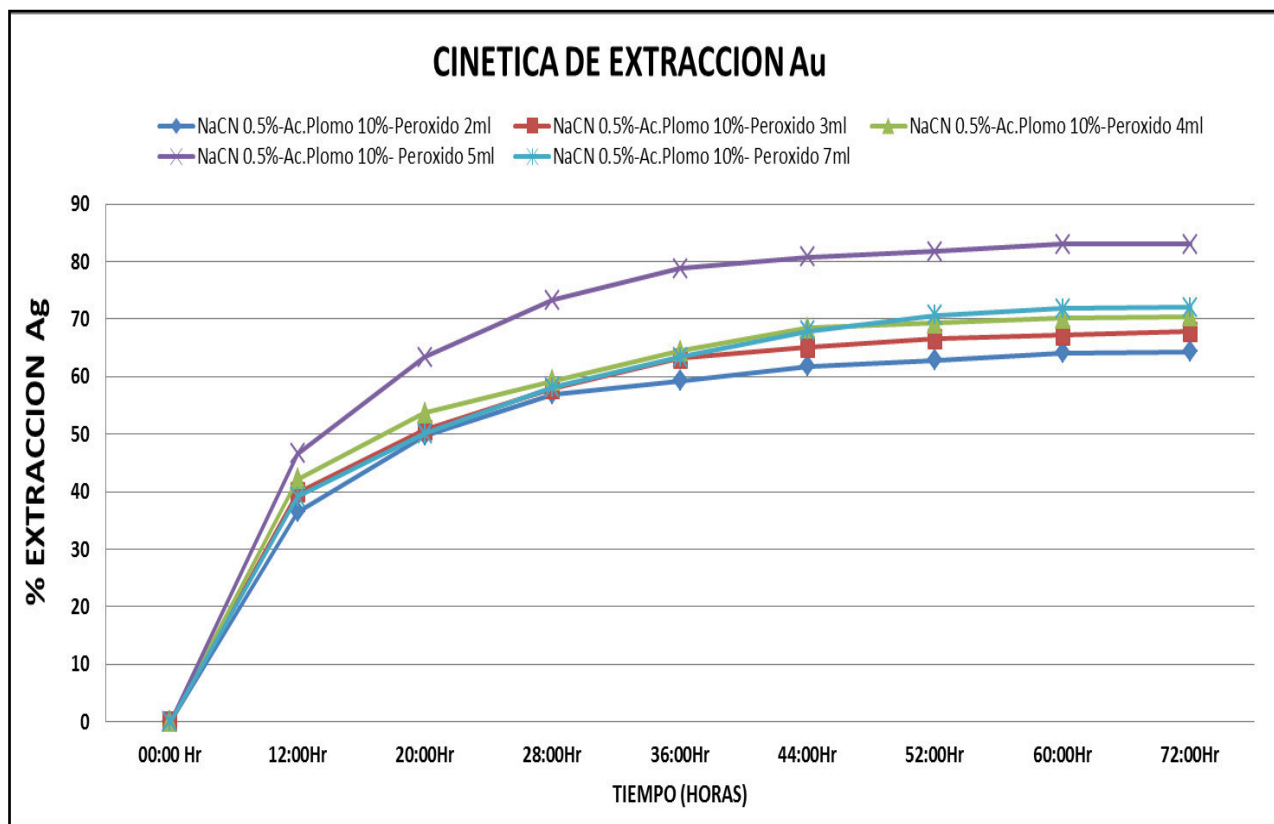


FIGURA 10: Extracción Ag y Au en la rentabilidad económica.



GRÁFICA N° 53: DEMOSTRACIÓN DE MEJORA EN LA CINÉTICA EXTRACCIÓN DE Ag EN FUNCIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE NaCN, ACETATO DE PLOMO Y PERÓXIDO DE HIDRÓGENO.



GRÁFICA N° 54: DEMOSTRACIÓN DE MEJORA EN LA CINÉTICA EXTRACCIÓN DE Au EN FUNCIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE NaCN, ACETATO DE PLOMO Y PERÓXIDO DE HIDRÓGENO.

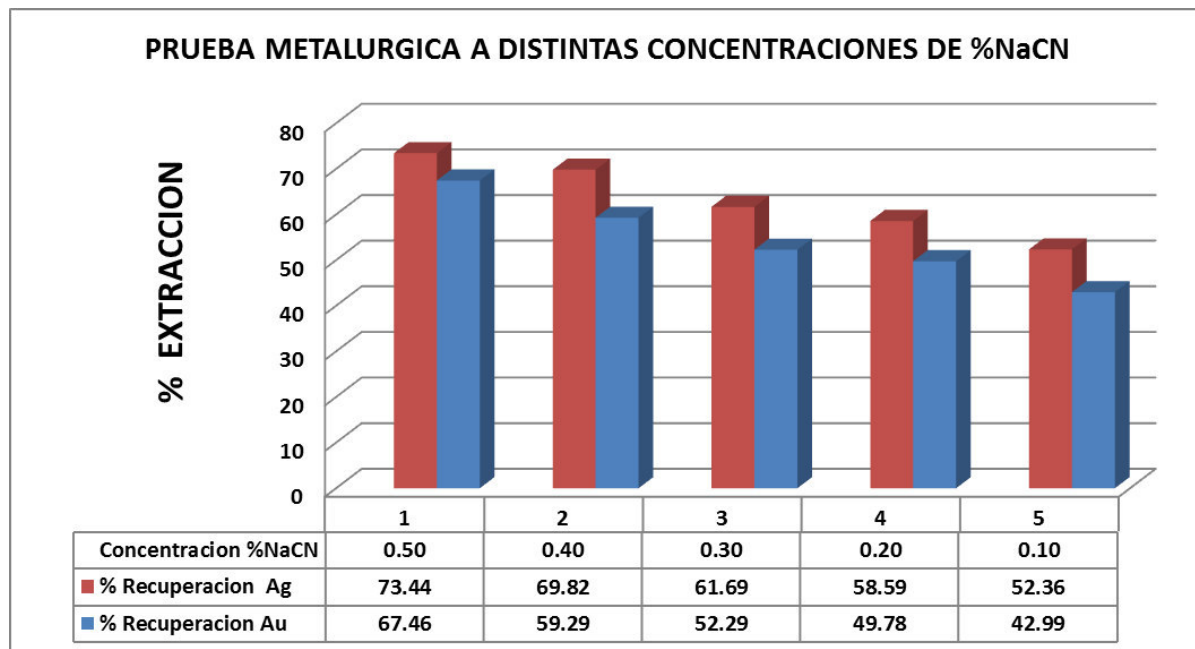
4.20 ANÁLISIS DE RESULTADOS PRUEBA EXPERIMENTAL EM-LT2

- Podemos notar que se obtuvieron mejores % de extracción de los valores de Ag y Au en 44 horas con el (H_2O_2) y acetato de plomo agregados a las pruebas, el cual redujo el tiempo de lixiviación y consumo de cianuro; puesto que, en 54 horas no teníamos consumo de reactivo, llegando rápidamente a su máxima extracción. Comparada a la primera prueba de cianuración convencional realizada, esta requería de reactivo al llegar las 72 horas, teniendo un mayor consumo de reactivo y baja extracción.
- Se tiene una mejor extracción de los valores metálicos con la prueba de adición de 5 ml de (H_2O_2); puesto que, proporciona una mejor cantidad de oxígeno requerido para la lixiviación.
- Con respecto a la prueba con la adición de 7 ml de (H_2O_2), se nota una disminución de la extracción, ya que el cianuro se ve pasivado por el exceso de peróxido de hidrógeno; puesto que, en grandes cantidades este tiene la propiedad de destruir el cianuro.
- Se verifica que a mayores cantidades de 5 ml de (H_2O_2) este equivale a 3.0 Kg/TM y se tiene baja extracción de los valores metálicos, ya que el cianuro es atacado por el exceso de peróxido de hidrógeno.
- Primera prueba: 0,5% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 80,22 % - Au: 64,33% con un ratio de consumo cianuro: 10,86 Kg/TM equivalente 8.410,09 Kg NaCN, NaOH: 2,75 Kg/TM equivalente 2.128,72 Kg NaOH, H_2O_2 : 1,2 Kg/TM equivalente 928,90 Kg y acetato de plomo: 1 Kg/TM equivalente 774,08 Kg, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$68.204,89 y Au: \$ 64.575,05.
- Segunda prueba: 0,5% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 85,46 % - Au: 67,81% con un ratio de consumo cianuro: 10,65 Kg/TM equivalente 8.243,95 Kg NaCN, NaOH: 3,0 Kg/TM equivalente 2.322,24 Kg NaOH, H_2O_2 : 1,8 Kg/TM equivalente 1.393,34 Kg y acetato de plomo: 1 Kg/TM equivalente 774,08 Kg, para ser usado durante el proceso del relave en

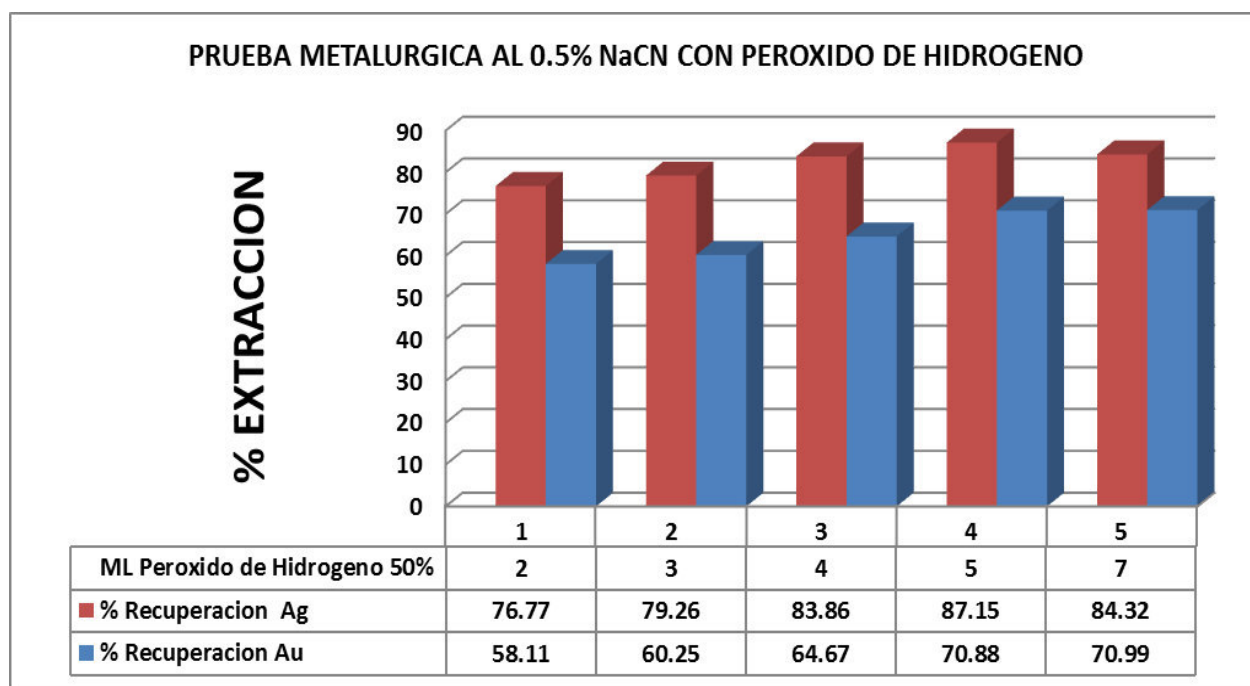
planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$87.602,28 y Au: \$ 68.065,50.

- Tercera prueba: 0,5% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 89,53 % - Au: 70,51% con un ratio de consumo cianuro: 9,75 Kg/TM equivalente 7.547,28 Kg NaCN, NaOH: 3,25 Kg/TM equivalente 2.515,76 Kg NaOH, H₂O₂: 2,4 Kg/Tn equivalente 1.857,79 Kg y acetato de plomo: 1 Kg/TM equivalente 774,08 Kg, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$107.377,05 y Au: \$ 70.775,66.
- Cuarta prueba: 0,5% de concentración de (NaCN) se tiene extracciones de Ag: 93,97 % - Au: 83,04% con un ratio de consumo cianuro: 8,85 Kg/TM equivalente 6.848,29 Kg NaCN, NaOH: 2,75 Kg/TM equivalente 2.128,72 Kg NaOH, H₂O₂: 3,0 Kg/Tn equivalente 2.322,24 Kg y acetato de plomo: 1 Kg/TM equivalente 774,08 Kg, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$129.284,05 y Au: \$ 83.355,78; ***el cual es rentable para procesarlo y tener buenos beneficios.***
- Quinta prueba: 0,5% de concentración de NaCN se tiene extracciones de Ag: 83,33 % - Au: 72,01% con un ratio de consumo cianuro: 9,67 Kg/TM equivalente 7.485,74 Kg NaCN, NaOH: 3,0 Kg/TM equivalente 2.322,24 Kg NaOH, H₂O₂: 4,2 Kg/TM equivalente 3.251,14 Kg y acetato de plomo: 1 Kg/TM equivalente 774,08 Kg, para ser usado durante el proceso del relave en planta. Realizando balances económicos para tratarlo industrialmente, tenemos una rentabilidad de Ag: \$84.855,75 y Au: \$ 72.287,51.

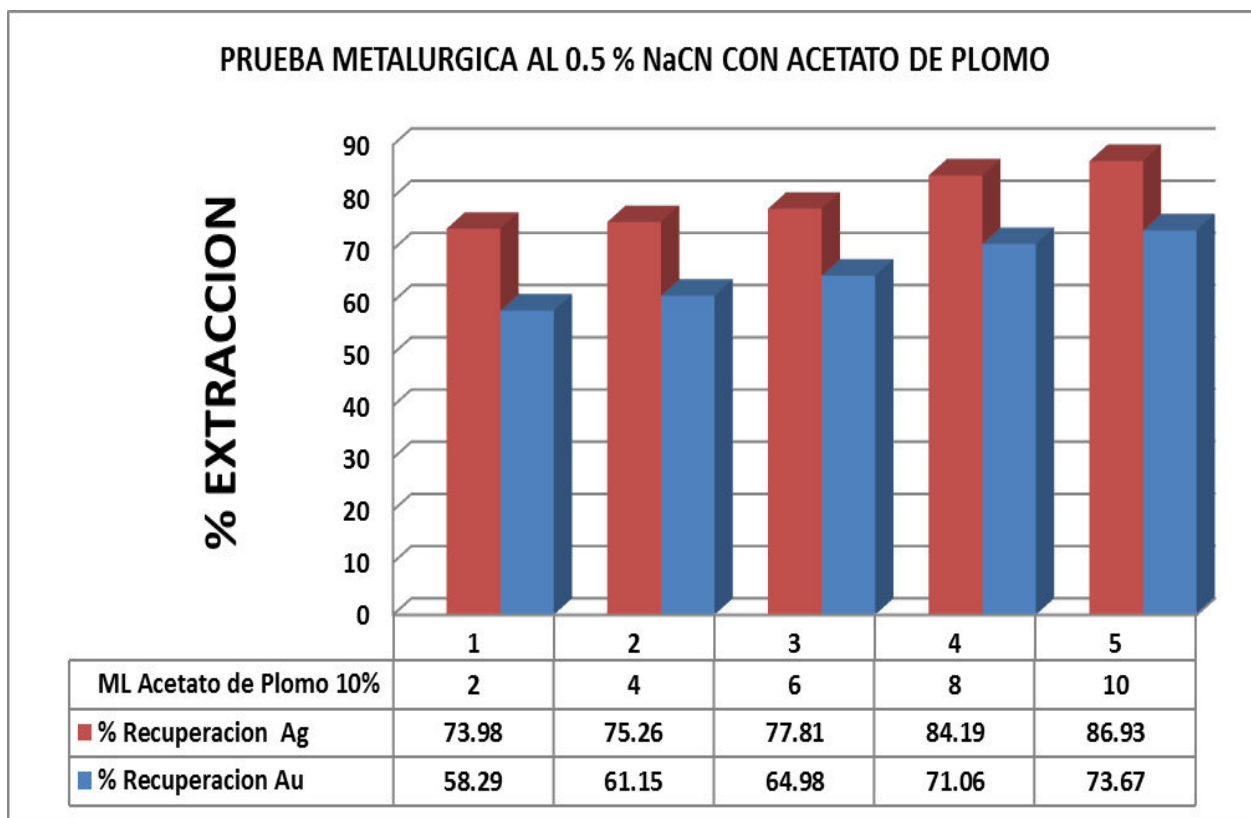
4.21 ANÁLISIS GENERAL DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS RESPECTO A LA EXTRACCIÓN DE PLATA Y ORO CON DISTINTOS PROCESOS



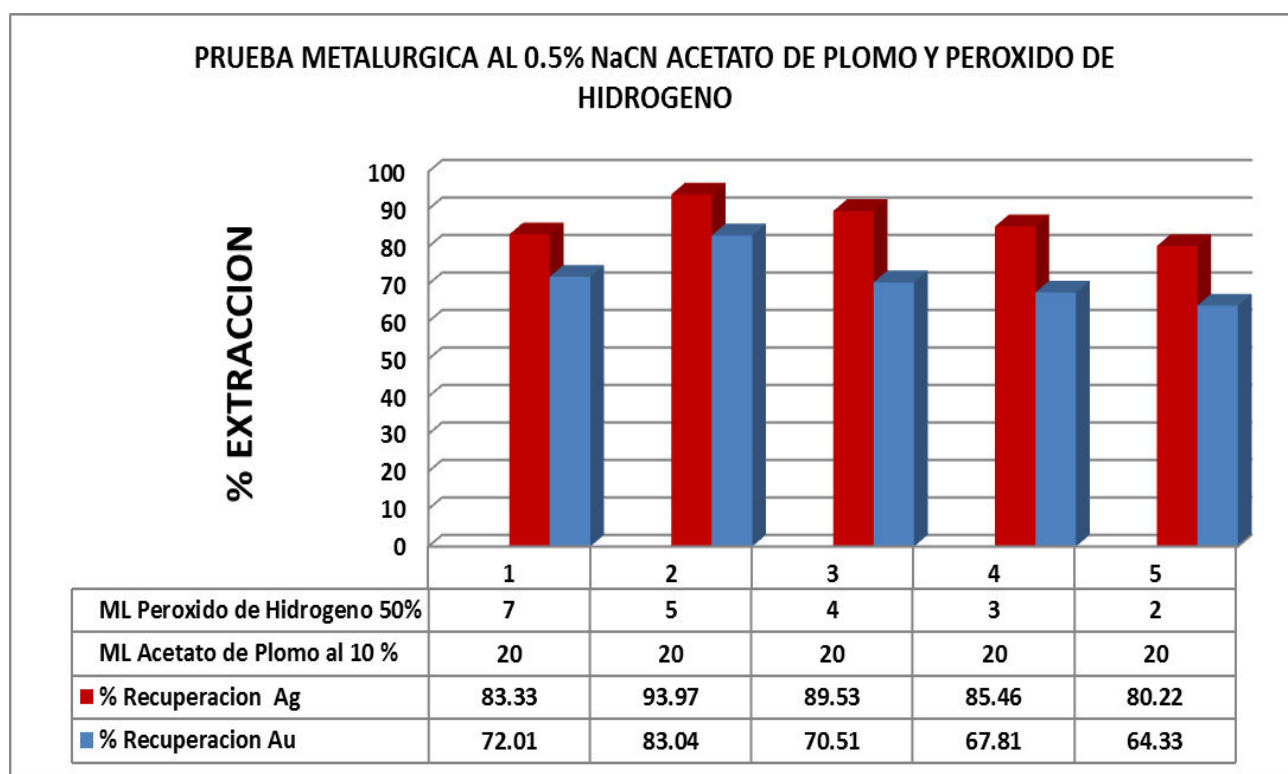
GRÁFICA N° 55: CIANURACIÓN CONVENCIONAL A DISTINTAS CONCENTRACIONES DE % NaCN.



GRÁFICA N° 56: CIANURACIÓN CON 0.5% NaCN AYUDADA CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO.

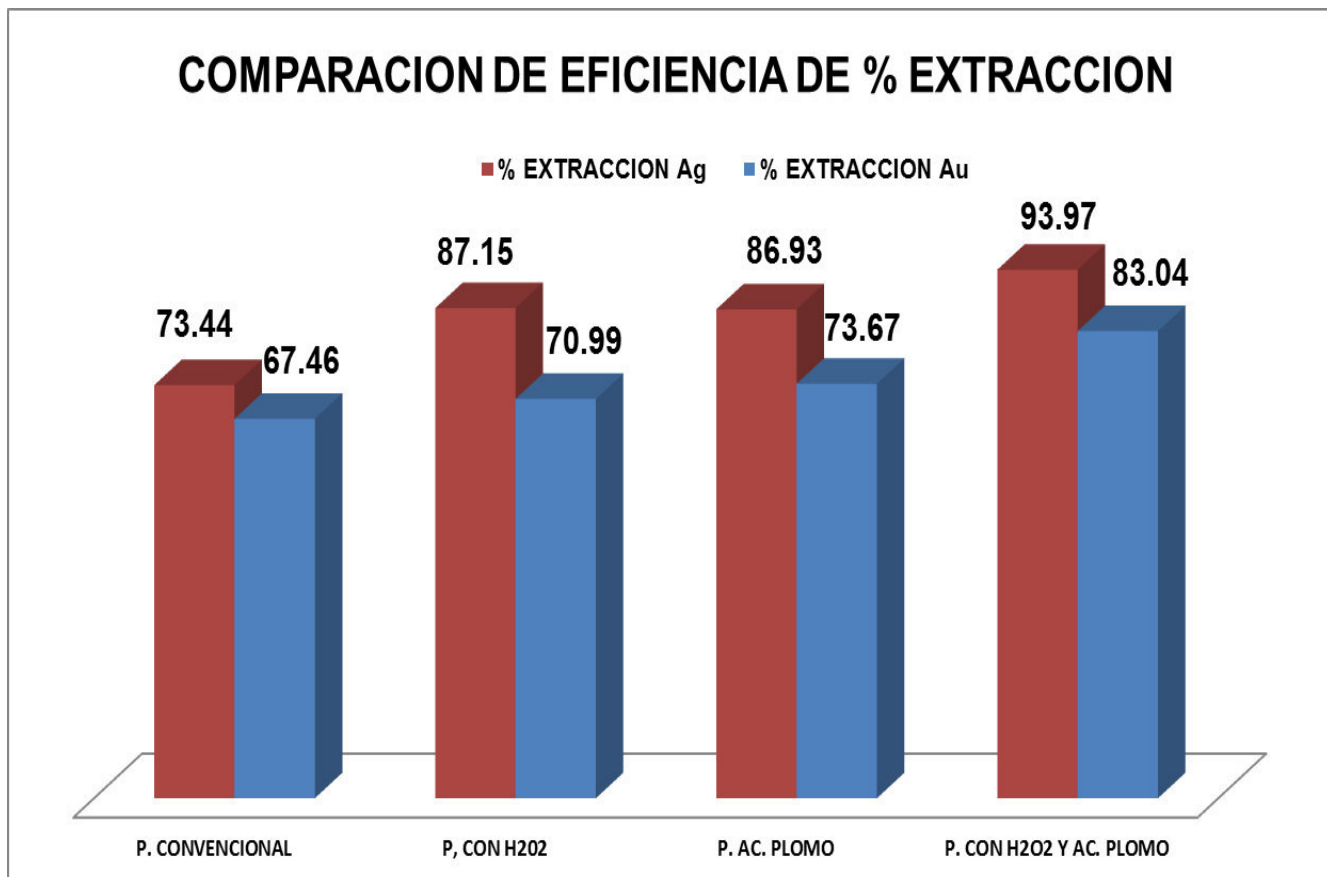


GRÁFICA N° 57: CIANURACIÓN CON 0.5% NaCN AYUDADA CON ACETATO PLOMO.



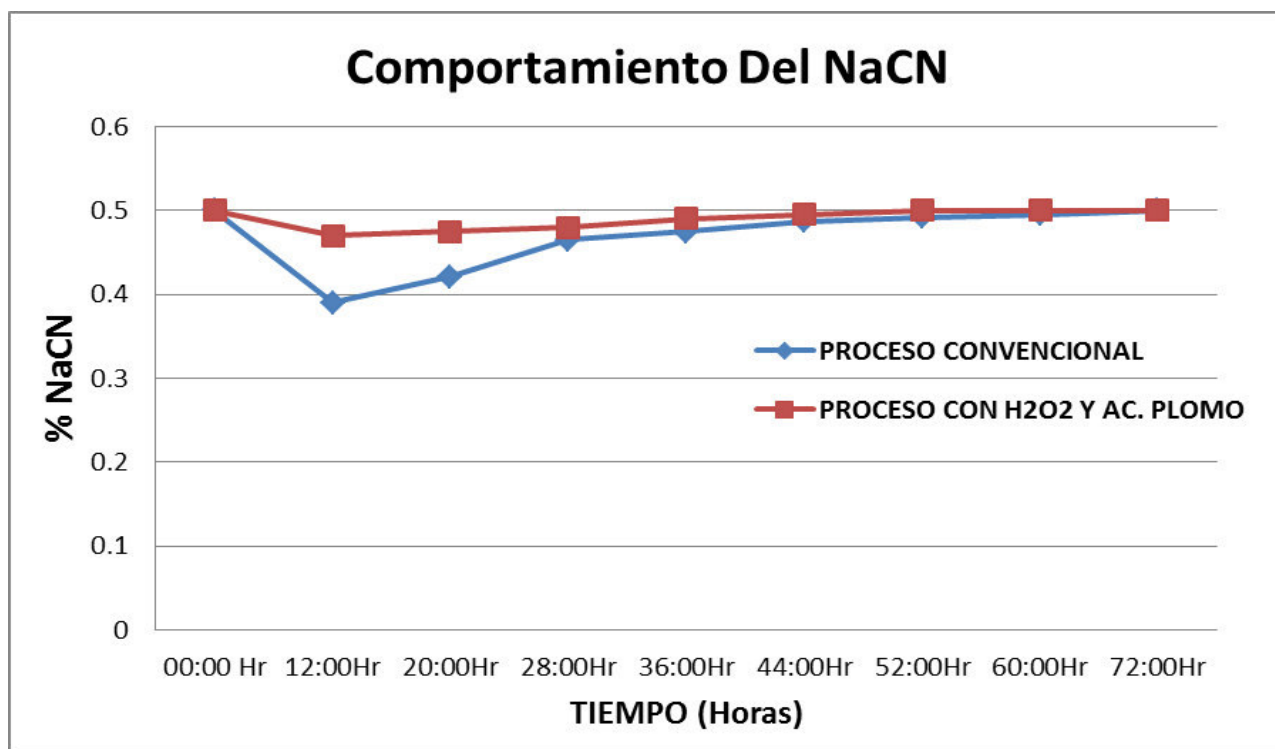
GRÁFICA N° 58: CIANURACIÓN AL 0.5% NaCN AYUDADA CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO Y ACETATO DE PLOMO.

4.22 ANÁLISIS COMPARATIVO DE LA EFICIENCIA DE EXTRACCIÓN DE ACUERDO A LOS DISTINTOS PROCESOS METALÚRGICOS



- De acuerdo a la evaluación de los procesos realizados, se verifica que se tiene mejores resultados de extracción de los valores metálicos de Ag y Au con la adición de peróxido de hidrógeno, ya que ayuda a mejorar la oxigenación del proceso que se ve afectada por minerales cianicidas consumidores de oxígenos, con la adición de acetato de plomo que ayuda a mejorar la velocidad de reacción y pasiva a los sulfuros.

4.23 COMPORTAMIENTO DEL % NaCN FRENTE AL PROCESO CONVENCIONAL Y EL PROCESO PAL CON ACETATO DE PLOMO EN LA LIXIVIACIÓN



GRÁFICA N° 59: EVALUACIÓN DEL COMPORTAMIENTO DEL % NaCN EN LA LIXIVIACIÓN.

CONCLUSIONES

1. El empleo del proceso de lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo, nos permite obtener un notable incremento en extracción de 93,97 % Ag y 83,04% de Au.
2. Se logró obtener parámetros definidos de reactivos químicos para el procesamiento de este relave sulfuroso el cual es el siguiente: NaCN: 8,85 Kg/TM – NaOH: 2,75 Kg/TM - H₂O₂ : 3,0 Kg/TM - acetato de plomo: 1 Kg/TM. A nivel industrial
3. Se verifica una notable rapidez en la cinética de extracción de los valores de Ag y Au en 44 hr con el H₂O₂ y acetato de plomo agregados a las pruebas el cual redujo el tiempo de lixiviación y consumo de cianuro.
4. El ciclo de lixiviación con H₂O₂ y acetato de plomo se redujo a solo 54 horas ya que no teníamos consumo de reactivo en ese tiempo, constatando además con los valores de solución ensayados.
5. Incrementamos el % de recuperación con el nuevo proceso de Ag en 20.53 % y Au en 15% disminuyendo el consumo de cianuro en 2,77 Kg/TM. Comparado a la prueba del proceso convencional de cianuración.
6. En la parte económica operacional se logró un incremento en la rentabilidad de Ag en \$ 82,181,78 y de Au en \$ 15, 635,4 obteniendo un ingreso total de \$ 97,817.78 más que un proceso realizado de cianuración convencional.
7. De acuerdo a la evaluación económica se obtiene una rentabilidad de producción de Ag: \$129.284,05 y Au: \$ 83.355,78 para el beneficio de la empresa.

RECOMENDACIONES

1. Continuar las investigaciones sobre este método de procesamiento, realizando pruebas sobre otros tipos de minerales, ya que este trabajo muestra solo el comportamiento de un mineral; por consiguiente, en nuestro país y el mundo las vetas no siempre presentan los mismos elementos ni tienen el mismo comportamiento, siempre van cambiando.
2. Es importante tener mucho cuidado con el manejo de peróxido de hidrógeno, ya que es un oxidante muy fuerte y puede resultar peligroso.
3. Siempre que se adopte un proceso que involucre el uso de cianuro debe brindarse la debida importancia al cuidado del medio ambiente, realizando el tratamiento debido a los afluentes productos de estos procesos.
4. En el tratamiento de minerales auríferos no se puede plantear condiciones estándares de operación para su beneficio. Es necesario realizar pruebas de laboratorio con el mineral problema, evaluar la posibilidad de efectuar pre-tratamiento y la adición de reactivos químicos. Una evaluación económica deberá definir el mayor beneficio debido a la disolución versus el mayor costo, que implica la adición del reactivo y los beneficios económicos.
5. Los cambios constantes en el mercado de metales, la fluctuación en el precio del oro y la complejidad mineralógica de los minerales, deben mantener en expectativa a los metalurgistas, a fin de desarrollar nuevas tecnologías u optimizar las existentes.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

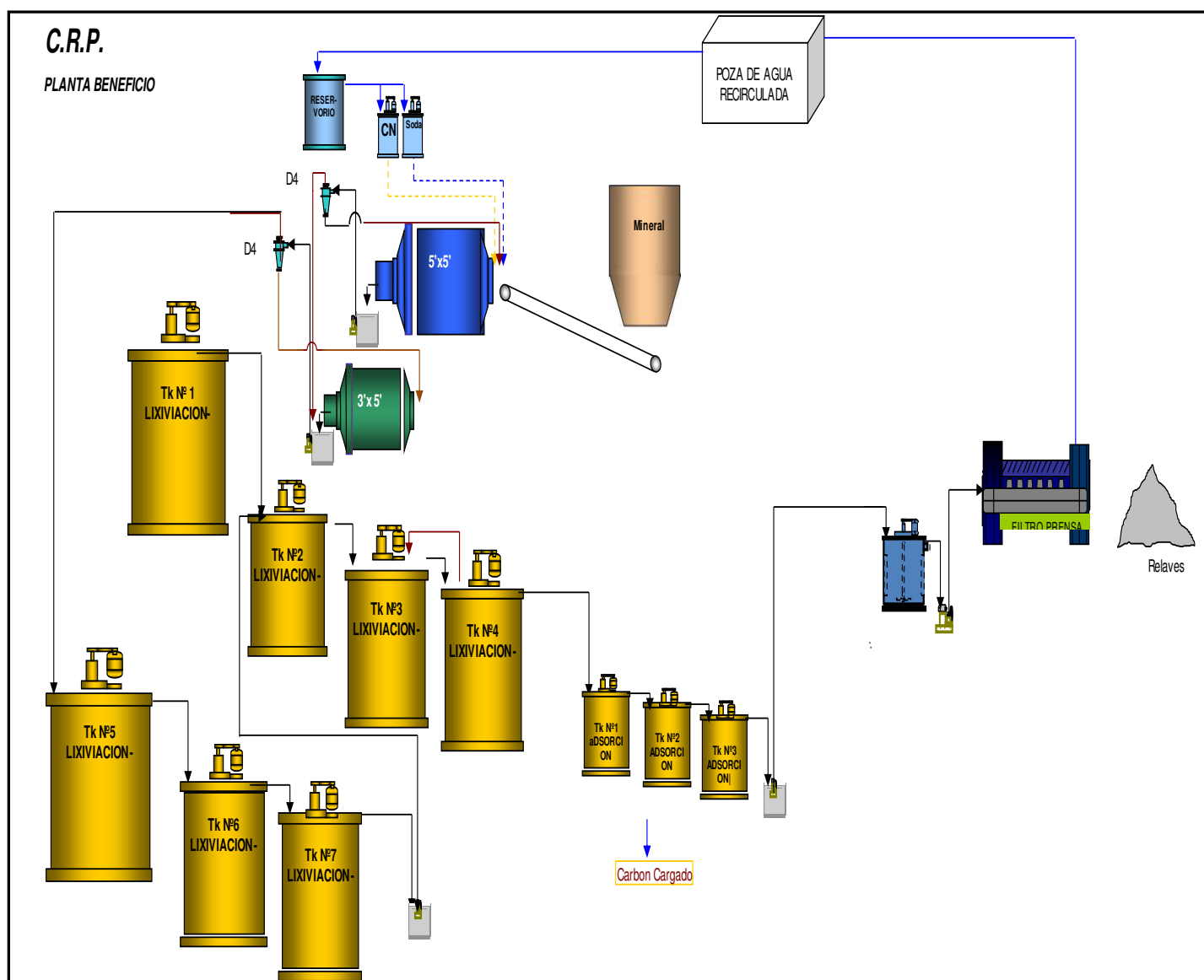
- [1] Barsky, G, Swaison, S. J. Easley, N. "Dissolution of gold and silver in cyanide solutions" *Tras. Am.. Inst. Min-Metal. Engrs.* 112:660-667, 1935.
- [2] Coralia De La Cadena, Villagres; "Recuperación de oro de las arenas de la mina San José: Método de cianuración por agitación", Guayaquil-Ecuador, 1988.
- [3] Habashi, F. "Principles of Extractive Metallurgy. Plenum Press", New York. 1979.
- [4] Habashi, F. "Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution". *Bulletin 59 Montana College of Mineral Science and Technology*, 1967.
- [5] Hedley, N. and Tabachick, H "Chemistry of cyanidation" *Mineral Dressing Notes from American Cyanamid Company N°23*. December, 1968.
- [6] Hedley, N Y D.M. Kentro, *Trans.Can. Inst. Min.Metall.* XLVIII (1945) 237-251
- [7] Ing. Adolfo Marchese García Jefe Dpto. Química-Metalurgia "Optimización del Proceso de Cianuración con Reactivos Químico" Artículo publicado en la Revista Perú Minero Año IX - Numero 51, Lima Diciembre, 2003.
- [8] J. O. Sausset, J. N. Marun, R. Meissl. "Cianuración de menas de oro con contenidos de cobre." *Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional San Juan Argentina Vol. 6 N° 6-1995*.

- [9] James Dana. Manual De Mineralogía de Dana. 19 th Edición. España. Editorial Riverte. Septiembre, 1992.
- [10] Lemmon, R,J 1933 Discussion by French J.H and Jones, H Reduction Works Practice at Morro Velho, Brazil Trans. Inst. Min. Met 42.
- [11] López, María esperanza. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de minerales auroargentíferos. Tesis de maestría en ingeniería metalúrgica, UIS, 1999. Bucaramanga.
- [12] Lu Jianming, Dreisinger D. B., Cooper C. K. Thermodynamics of the aqueous copper-cyanide system. Hydrometallurgy .Universidad Industrial de Santander, 2002.
- [13] Linares Gutiérrez, Nataniel M., “Manejo ambiental de residuos de cianuración de oro en el laboratorio metalúrgico de la facultad de ingeniería metalúrgica de la universidad nacional Jorge Basadre Gromán”, Tacna-Peru, 2008.
- [14] Misari CH., Fidel; “Metalurgia Del Oro”, CEPECT, Lima-Perú, 1993, Tomo I y II.
- [15] Marsden, J.; House, I. The chemistry of gold extraction. Ellis Horwood, G.B. 1992.
- [16] Macassi M. José, García A. Fedor Tratamiento Químico de Menas Refractarias de Oro. Texto traducido, 1993.
- [17] Oscar Fabián Higuera Cobos, José Luis Trisancho Reyes. Comportamiento electroquímico del cobre en soluciones cianuradas. Universidad Tecnológica de Pereira. Colombia Vol. 13 N° 036 pg. 239-244.

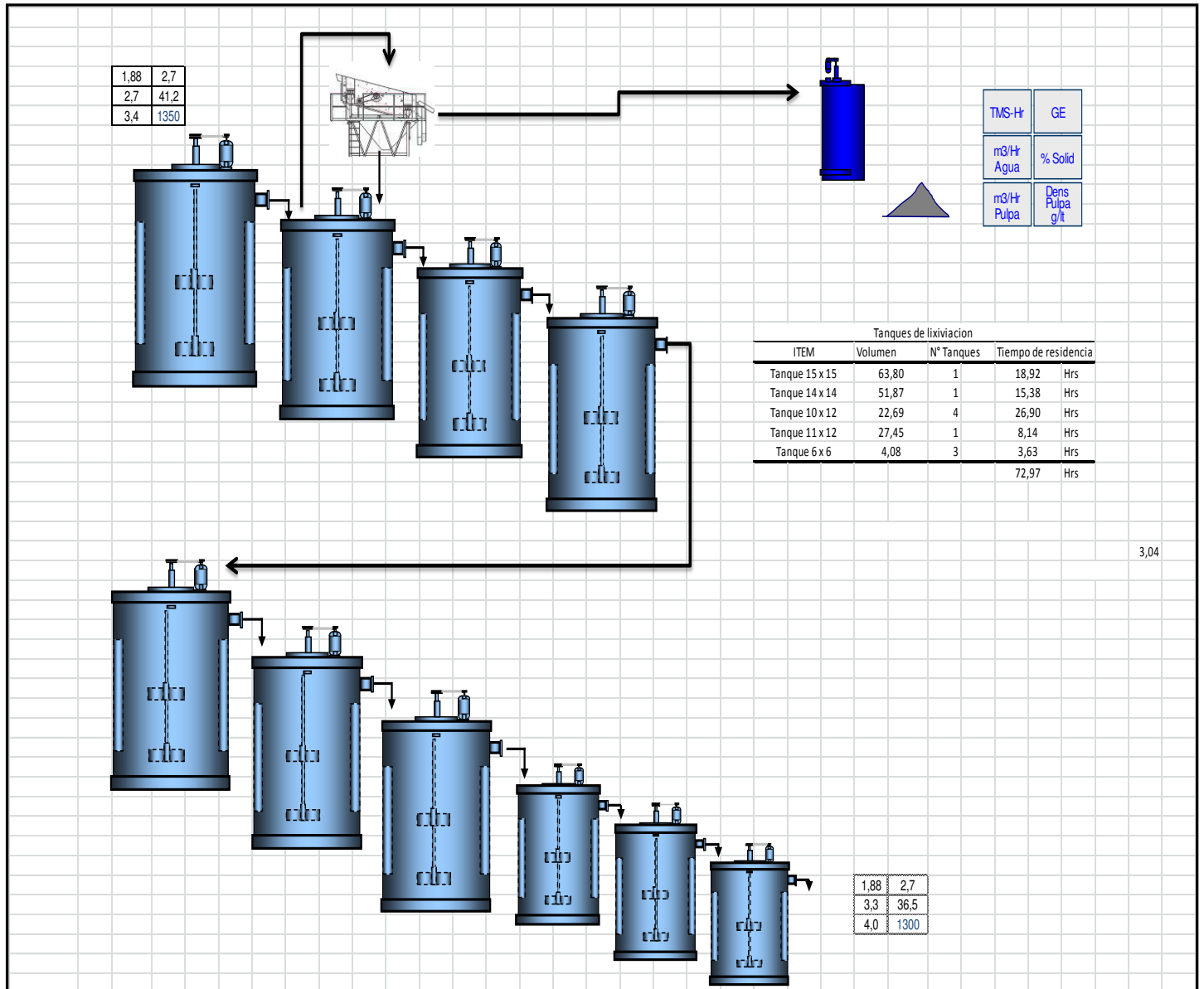
- [18] “Obtención de metales preciosos a partir de residuos sólidos mineros o relave”
Alfonso Romero Baylón, Silvana Flores Chávez, Rosa Medina Sandoval. Revista de la
Facultad de Ingeniería Industrial Vol. 12(1): pp 41-46 (2009) UNMSM
- [19] Peñate Zúñiga y desarrollo de correlaciones entre mineralogía y extracción de oro
en minerales auríferos mediante datos de lixiviación diagnóstico. Postgrado en
ingeniería Metalúrgica 2004
- [20] Vargas Gallardo, Juan; “Metalurgia del oro y la plata”, Segunda Edición, Lima,
Perú, 1990.

ANEXOS

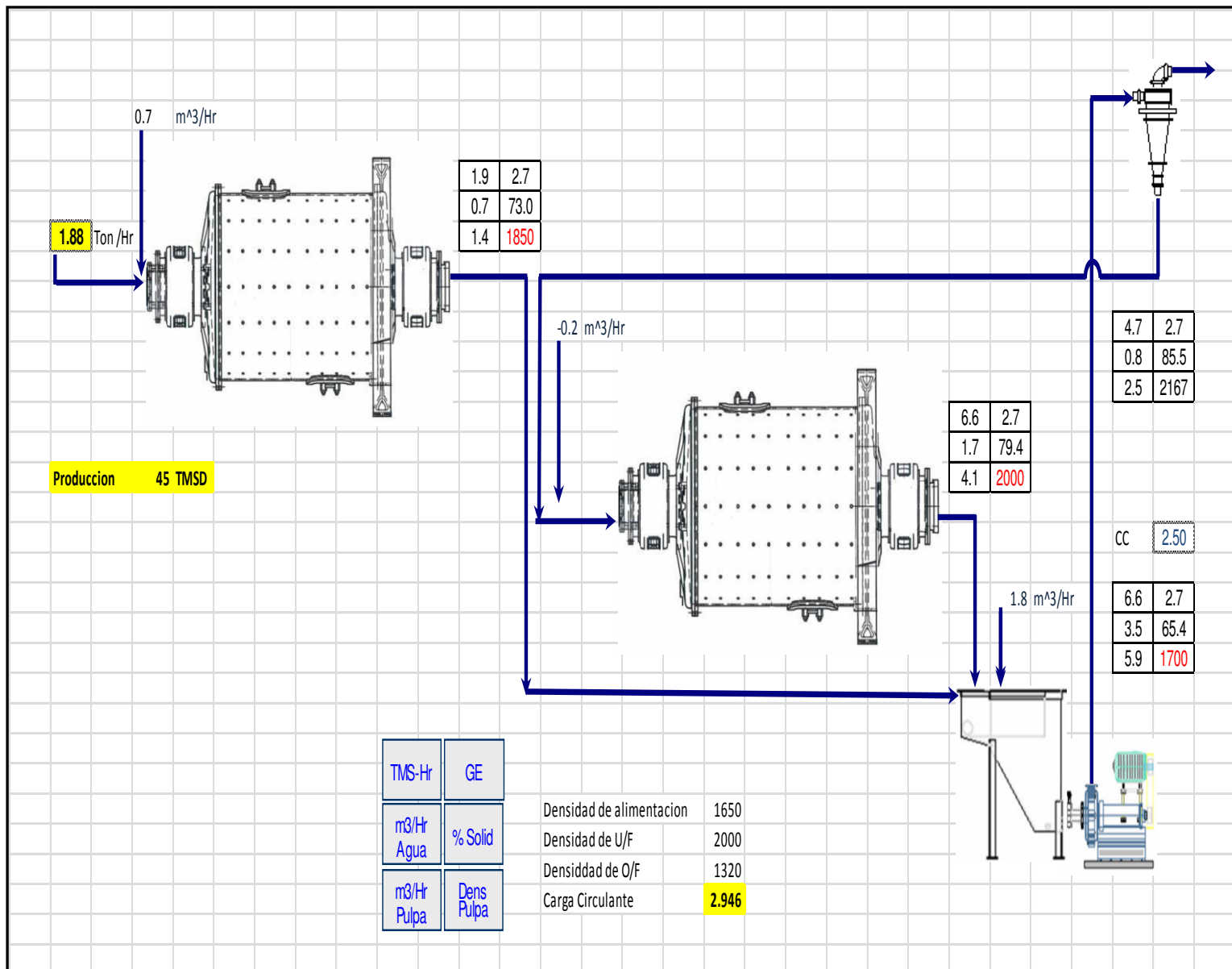
- **CIRCUITO DE LA PLANTA DE BENEFICIO.**



• **BALANCE CIRCUITO DE LIXIVIACIÓN Y ADSORCIÓN**
CARBON EN PULPA.



- **BALANCE DEL CIRCUITO DE MOLIENDA.**



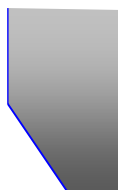
• **BALANCE DEL ÁREA DE CHANCADO.**

SECCION CHANCADO

Carga Circ 0,8

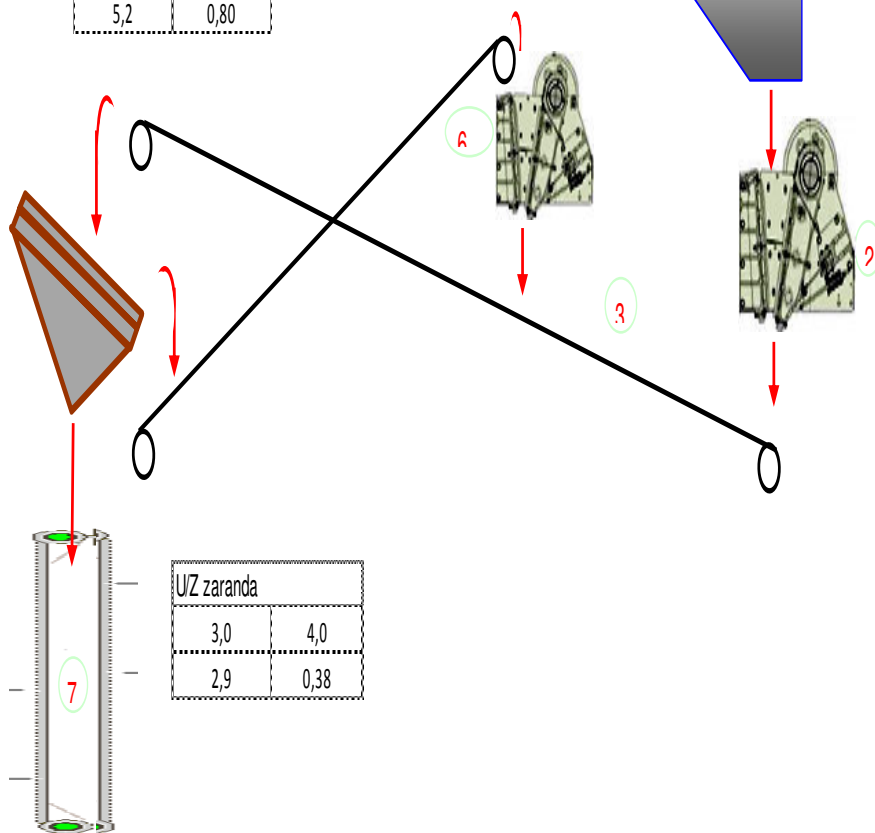
UZ zaranda	
5,4	4,0
5,2	0,80

OZ zaranda	
2,4	4,0
2,3	0,80



LEYENDA

1	Tolva de Gruesos de 5 ton de capacidad
2	Chancadora de Quijadas 10" x16"
3	Faja Transportadora
4	Zaranda de 2' ancho x 5' long.
5	Faja Transportadora
6	Chancadora de Quijadas 8" x 10"
7	Faja Transportadora

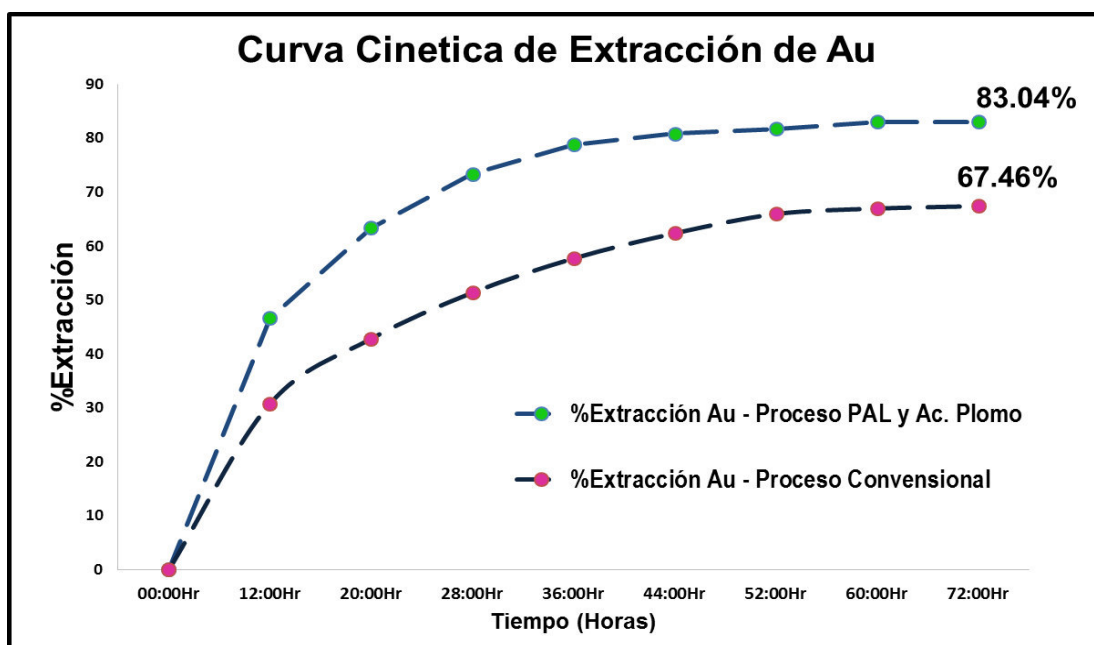
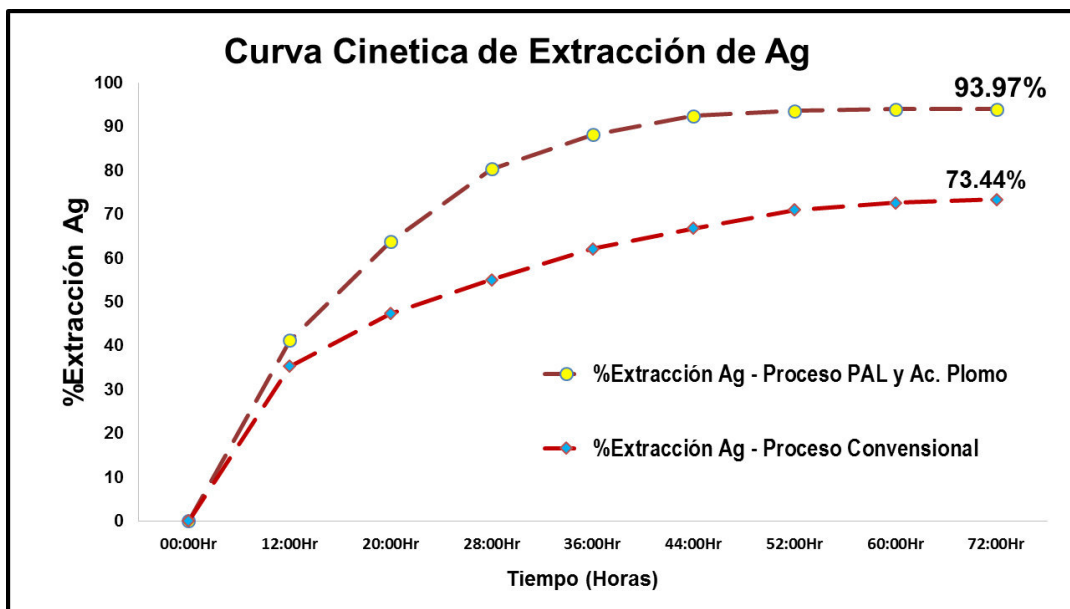


Descarga chancadora:	
3,0	4
2,9	1,00

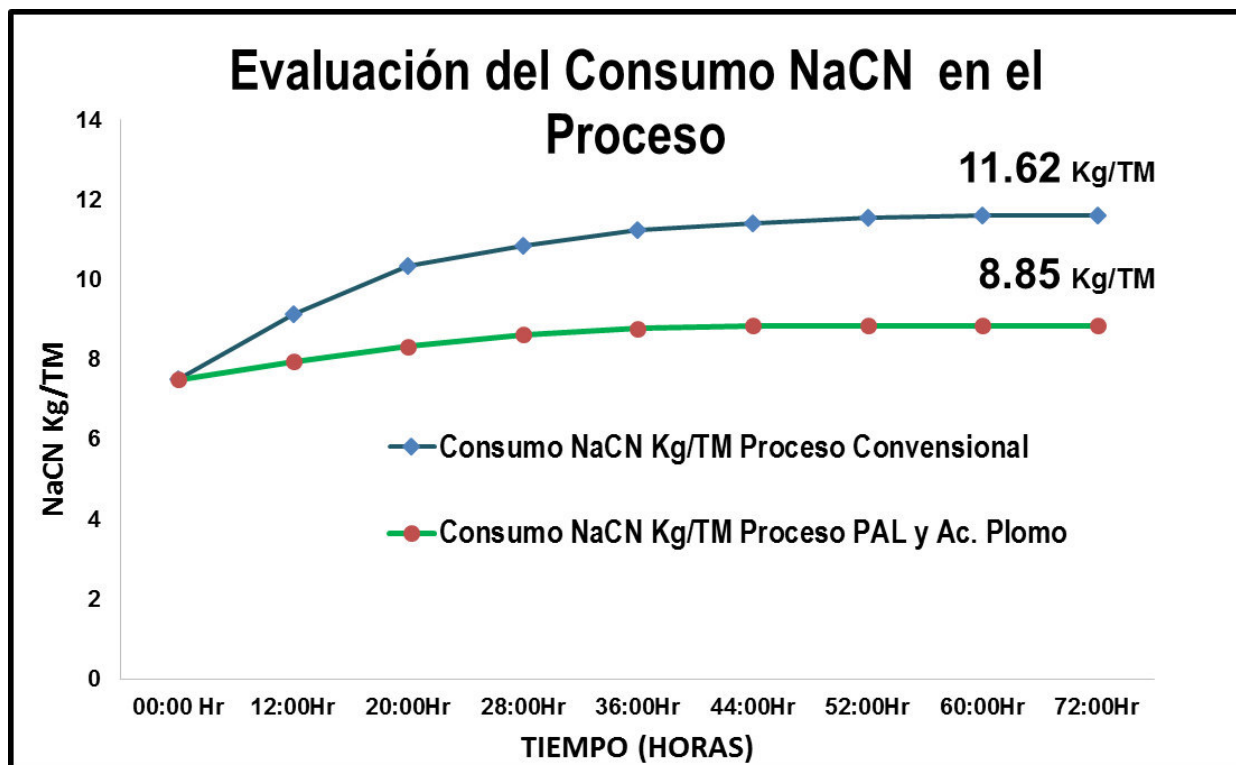
TMH-Hr	% H2O
TMS-HR	Tamaño en "

UZ zaranda	
3,0	4,0
2,9	0,38

GRÁFICOS COMPARATIVOS DE EFICIENCIA EN EXTRACCIÓN
DEL PROCESO PAL Y ACETATO DE PLOMO SOBRE EL PROCESO
CONVENCIONAL DE CIANURACION



REDUCCIÓN DE RATIOS DE CONSUMO DE NaCN EN EL PROCESO PAL Y ACETATO DE PLOMO FRENTE AL PROCESO CONVENCIONAL DE CIANURACIÓN



**APORTE DEL PROCESO PAL Y ACETATO DE PLOMO CON RESPECTO AL
PROCESO CONVENCIONAL**

PRUEBAS REALIZADAS CON ACETATO DE PLOMO Y EL PROCESO PAL

Concentracion %NaCN	% Extracción Ag	% Extracción Au	Ingreso Mensual Ag (\$)	Ingreso Mensual Au (\$)	Ingreso Total Al Mes (\$)
0.50	83.33	72.01	84,855.75	72,287.51	157,143.25
0.50	93.97	83.04	129,284.05	83,355.78	212,639.82
0.50	89.53	70.51	107,377.05	70,775.66	178,152.71
0.50	85.46	67.81	87,602.28	68,065.50	155,667.78
0.50	80.22	64.33	68,204.89	64,575.05	132,779.94

METODO CONVENCIONAL

Concentracion %NaCN	% Extracción Ag	% Extracción Au	Ingreso Mensual Ag (\$)	Ingreso Mensual Au (\$)	Ingreso Total Al Mes (\$)
0.50	73.44	67.46	47,102.26	67,720.37	114,822.64
0.40	69.82	59.29	46,107.08	59,521.83	105,628.91
0.30	61.69	52.29	23,237.28	52,494.15	75,731.43
0.20	58.59	49.78	22,607.11	49,972.36	72,579.47
0.10	52.36	42.99	15,590.73	43,153.76	58,744.50

APORTE EN DISMINUCION DE REACTIVOS E INCREMENTO ECONOMICO

Disminucion NaCN Kg/Tn	Incremento de %Extraccion Ag	Incremento de %Extraccion Au	Aumento Economico Ag(\$)	Aumento Economico Au (\$)	Ingreso Total Al Mes (\$)
2.77	20.53	15.58	82,181.78	15,635.40	97,817.18